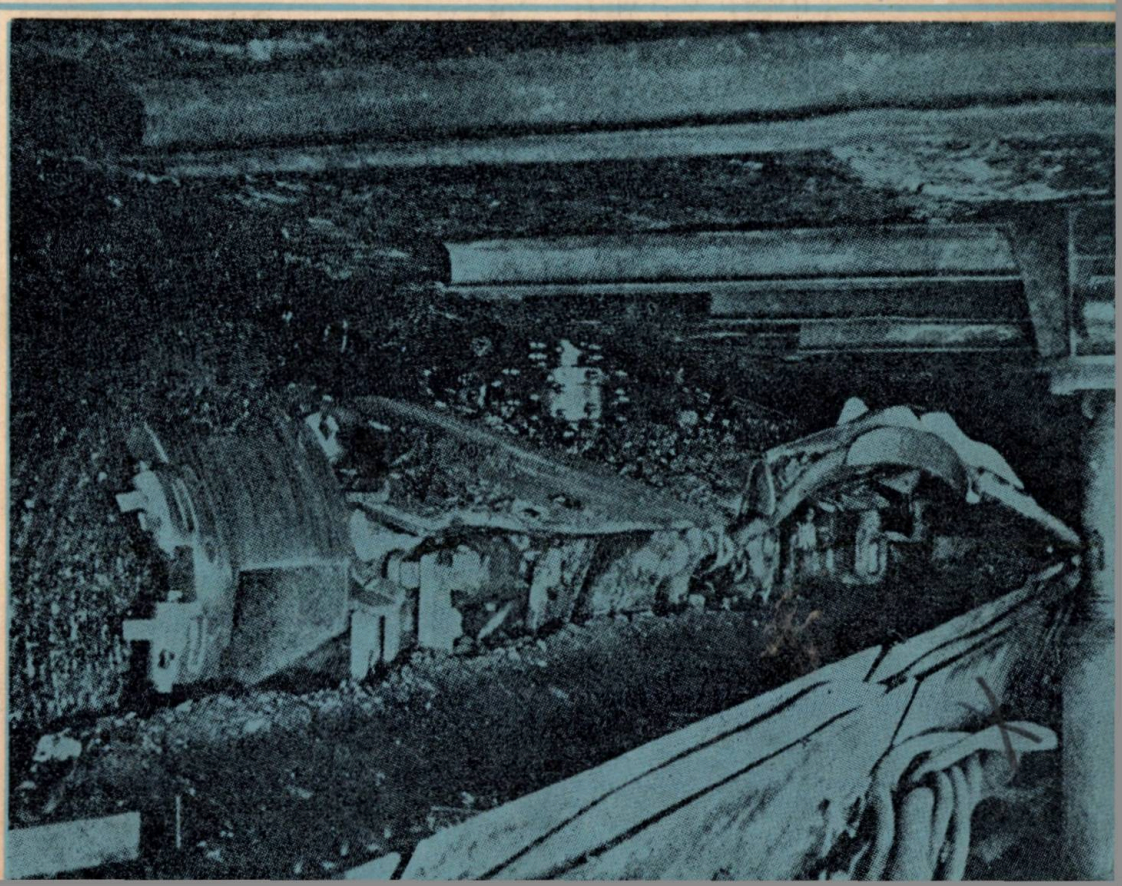
E 1H33

KAT

478

Revista MINELOR



REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAG. 1–48
IANUARIE
1961

1

ASIT
BUCUREȘTI

Ianuarie
1961
Anul XII
Nr. 1

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. AL MINISTERULUI INDUSTRIEI GRELE – DIRECȚIA GENERALĂ MINIERĂ ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI – DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.07.30 și 13.57.28

CUPRINS

	Pagina
BOICO I. A. și KUZNEȚOV K. K.: **Principalele direcții tehnice și normele tehnologice de proiectare a minelor de cărbuni**	3— 8
ENACHE M.: **Amortizările în industria carboniferă — Despre unele aspecte economice și de metodologie, din perioada actuală și din perioadele în perspectivă**	9—18
BUMBU V.: **Viteza optimă pentru instalațiile de extracție compensate, acționate cu motor asincron.**	18—24
VLAD P., JUDE A. și POPESCU F. GABRIEL: **Considerații cu privire la problema valorificării complexe a piritelor și minereurilor piritoase**	25—30
SOCOLESCU M. **Observații asupra metalogenezei și zonalității în provinciile metalogenetice ale Carpaților Orientali și Baia Mare**	30—37
RECENZII	
DOCUMENTARE	

REVISTA MINELOR

ANUL XII — NR. 1 — IANUARIE 1961

СОДЕРЖАНИЕ

Бойко И. А. и Кузнецов К. К.: *Основные технические направления и технологические нормы в проектировании угольных шахт относительно*: проектирования перспективного развития угольных бассейнов и месторождений угля, производительности и режима работы шахт, открытия, подготовки и методов эксплуатации залежей угля, механизации забоев и подготовительных работ, подъемного транспорта, надземных сооружений шахты, рудничной вентиляции, борьбы с пылью и газами в шахте, качества углей и методов их обогащения, главных технико-экономических показателей проектов шахт. При разработке вышеуказанных основных положений былучтен технический прогресс и опыт передовых предприятий в СССР и за границей.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, СТР. 3—8

Енаке М.: *Амортизация в угольной промышленности — О некоторых экономических и методологических аспектах настоящего и перспективных периодов.* В статье представлен труд по вопросу пересмотра режима и методики амортизации и по приспособлению их к особенностям отрасли. Целью предлагаемой методики является, с одной стороны, обеспечение действительных, периодических и оперативных замеров результатов и достигнутого уровня, а с другой стороны, обеспечение возможности сравнения технико-экономической эффективности в разные периоды, между разными предприятиями и угольными бассейнами.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, СТР. 9—18

Бумбу В.: *Оптимальная скорость компенсированной установки с приводом от асинхронного мотора.* Автор предлагает новый метод исследования при проектировании подъемных установок, исходя из того, что старый метод не гарантировал того, что принятая установка является наиболее экономичной.

Статья, хорошо систематизированная, содержит описание подъемных установок, как предусмотренных с компенсационным кабелем, так и без него.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, СТР. 18—24

Влад П., Жуде А. и Попеску Ф. Габриел: *Соображения по вопросу комплексного использования пиритов и пиритных руд.* Подчеркивается необходимость организации переработки пиритов и пиритной золы, которая позволила бы раздельную добычу цветных, редких и ценных металлов, а также и ряд полученных результатов для использования залежей цветных металлов, тонко диспергированных в пиритных рудах.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, СТР. 25—30

Соколеску М: *О металлогенезе и зональности в металлогенетических провинциях Восточных Карпат и Бая Маре.*

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, СТР. 30—37

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Boico A. I. and Kuznețov K. K.: *The main technical lines and the technological designing standards for coal mines, concerning:* the designing of longt-term development of coal basins and deposits; the production capacity and the working conditions of the mine; the operating, preparation and mining methods of coal deposits; mechanization of workings and preparation work; underground transport; the mine surface; ventilation, gas and dust control inside the mine; the quality of coal and processing methods; the principal technical and economic indexes used in mining design. The working out of the above-mentioned principles is based on the technical progress and experience of the leading enterprises of the U.S.S.R. and other countries.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, p. 3—8

Enache M. *The amortizations in the coal industry — Some economic and methodological aspects concerning the present period and prospective periods.* This paper presents a study concerning the problem of reconsidering the regime and methodology of amortization and their adaptation to the specific features of this field of activity.

The aim of the methodology proposed is to provide an accurate, periodical and effective means of determining the results and level reached and of comparing the technical and economic efficiency of various coal workings and basins over different periods of time.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, p. 9—18

Bumbu V.: *The optimum speed of compensative mining equipment driven by asynchronous motors.* The author suggests a new investigation solution for designing the mining equipment, due to the fact that the old method was not offering the certainty of being the most economic one.
The paper gives the description of the mining equipment with or without compensation cable.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, p. 18—24

Vlad P., Jude A. and Popescu F. Gabriel: *Considerations on the problem of complex utilization of pyrites and pyritous ores.* The necessity is emphasized of organizing the processing of pyrites and pyritous ashes in view of a separate extraction of non-ferrous, precious and rare metals. Results are given on turning to account the deposits of non ferrous metals finely disposed în pyritous ores.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, p. 25—30

Socolescu M.: *Some observations on metallogenesis and zoning in the metallogenetic areas of the Oriental Carpathians and of Baia-Mare.*

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, p. 30—37

BOOK REVIEWS

DOCUMENTATION

INHALT

Boico A. I. und Kuznețov K. K.: *Die hauptsächlichsten technischen Richtlinien und die technologischen, Projektierungsnormen der Kohlenzechem im Himblicke auf den Entwurf der künftigen Entwicklung der Koblenbecken, und* — vorkommen; die Produktions fähigkeit und der Arbeitsverlauf in den Gruben; das Erschliessen, die Vorbeitung und die Ausbeutung der Kohlenlager; das mechanisieren des Abbaus und der Vorbereitunsarbeiten, die Streckenförderung; die Oberfläche der Grube; die Bewetterung und der Kampf gegen Grubengase und Kohlenstaub; die Qualität der Kohlen und die Verfahren zu deren Aufbereitung, sowie die hauptsächlichsten technisch-wirtschaftlichen Indexziffern bei Bergbauprojekten.

Beim Ausarbeiten der oben angeführten Prinzipien wurde der technische Fortschritt der Spitzenbetriebe in der U.d. S.S.R. und im Ausland in Betracht gezogen.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, S. 3—8

Enache M.: *Amortisationen in der Kohlenindustrie.* Der Aufsatz behandelt einige wirtschaftliche und metodologische Aspekte in der gegenwärtigen Zeitspanne und in den künftigen Perioden. Ferner enthält er ein Studium über die Frage der Rekonditionierung des Armortisationsregims und der Amortisationsmethodologie wie auch deren Anpassung auf die Wesenszüge der betreffenden Sparte. Der Zweck der corgeschlagenen methodologie ist einerseits das reale periodische und operative Messen der Ergebnisse und des erreichten Niveaus zu gewährleisten und andererseits den Vergleich der technische Wirtschaflichkeit von einer zur anderen Zeitspanne zwischen den verschiendenen Grubeneinheiten und — Revieren zu sichern.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, S. 9—18

Bumbu V.: *Die optimale Geschwindigkeit für Ausgleich — Förder anlagen, die mit Asynchronmotor angetrieben sind.* Der Verfasser schlägt eine neue investigationslösung für das Projektieren von Förderanlagen vor, wobei er von der Idee ausgeht, dass das alte Verfahren nicht die Gemähr bietet, das die gewöhlte Auflage auch die wirtschaftlichste ist. Der vorzüglich systematisierte Aufsatz enthält sowohl die Beschreibung der Förderanlagen, die mit einem Ausgleichseil versehen sind, als auch diejenigen, die keines besitzen.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, S. 18—24

Vlad G., Jude A., und Popescu F. Gabriel: *Betrachtungen über die Frage der komplexen Verwertung der Pyrite und der Pyritenthalligen Erze.* Die Notwendigkeit, die Verarbeitung der Pyrite und der Pyritaschen wird hervorgehoben was die gesondere Gewinnung von Bunt. — Edel — und seltenen Metallen ermöglicht, ferner wird eine Reihe von Ergebnissen unterstriechen zur Verwertung von Buntmetallvorkommen die in den Pyriterzen fein verteilt sind.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, S. 25—30

Socolescu M.: *Betrachtungen über die Metalogenese und Zonen in den metalogeneischen gebieten der Ost-Karpaten und Baia-Mare.*

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, S. 30—37

BUCHBESPRECHUNGEN

DOKUMENTATION

SOMMAIRE

Boico A. I. et Kuznețov K. K.: *Les principales directions techniques et les normes technologiques de l'établissement des projets des charbonnages concernant:* le développement en perspective des bassins et des gîsements de charbon; la capacité de production et le regime de travail de la mine; l'ouverture, la préparation et les méthodes d'exploitation des gîsements de charbon; la mécanisation des abatages et des travaux de preparation; le transport souterrain; la surface de la mine; l'aérage, la lutte contre les gaz et la poussière de la mine; la qualité du charbon et les méthodes de leur preparation. Les principaux indices techniques et économiques des projets miniers. Pour élaborer les principes cités on a tenu compte du progrès technique et de l'éxperience des entreprises avancées de l'U.R.S.S. et de l'étranger.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, p. 3—8

Enache M.: *Les amortissements dans l'industrie carbonifère. Il s'agit de certains aspects économiques et de méthodologie de la période actuelle et en perspective.* L'article présent une étude concernant la reconsideration du regime et de la méthodologie d'amortissement et leur adaptation au specifique de la branche. Le but de la méthodologie proposée est celui d'assurer d'une part, le mesurage réel periodique et rapide des resultats et d'autre part, d'offrir la posibilité de comparer l'éfficacité technique et économique de certaines périodes entre les différentes unités et les différents bassins miniers.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, p. 9—18

Bumbu V. *La vitesse optima pour les installations compensées d'éxtraction, commandées par un moteur asynchrone.* L'auteur propose une nouvelle solution d'investigation concernant les projets des installations d'extraction, en considérant que l'ancienne méthode n'offrait pas la certitude que l'installation adopté est la pus économique.

L'article bien systématisé, comprend la description des installation d'extraction pourvues d'un câble de compensation et des installation qui en sont dépourvues.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, p. 18—24

Vlad P., Jude A. et Popescu F. Gabriel: *Considérations concernant la mise en valeur complexe des pyrites et des minérais pyriteux.* On exprime la nécessité d'organiser l'usinage des pyrites et des cendres pyriteuses de sorte qu'un puisse extraire séparément les metaux non-ferreux, précieux et rares. L'article comprend également une série des résultats nécessaires à la mise en valeur des gisements ferreux finament dispersés dans les minérais pyriteux.

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, p. 25—30

Socolescu M.: *Observations concernant la métallogénèse et la zonalité dans les provinces metallogénétiques des Carpathes Orientales et Baia Mare.*

Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 1, p. 30—37

COMPTES—RENDUS

DOCUMENTATION

CZ. 622.33.001.13

Principalele direcții tehnice și normele tehnologice de proiectare a minelor de cărbuni*

Ing. A. I. BOIKO și ing. K. K. KUZNEȚOV
(U.R.S.S.)

În scopul unei rapide măriri a eficacității în industria carboniferă, în prezent în U.R.S.S. s-a trecut la reconstruirea unui număr important de mine existente și la construirea de noi mine.

Proiectarea minelor noi și reconstruirea celor existente, a carierelor și a uzinelor de preparare se face în conformitate cu „principalele directive tehnice de dezvoltare a industriei carbonifere în U.R.S.S. în anii 1959—1965" și „normele tehnologice de proiectare a minelor, carierelor și uzinelor de preparare a cărbunilor".

Principalele directive tehnice ale dezvoltării industriei carbonifere în U.R.S.S. au fost elaborate în 1959 de o comisie specială, cu participarea unui larg cerc de specialiști din industria carboniferă. Aceste directive au fost aprobate de un mare număr de consilii economice, combinate carbonifere, combinate de construcție a minelor, institute, de asemenea au fost aprobate de Consiliul de Miniștri al U.R.S.S.

În conformitate cu ultimele hotărîri ale partidului și guvernului asupra progresului tehnic și a principalelor orientări tehnice de dezvoltare a industriei carbonifere a U.R.S.S., institutul de proiectări Tentroghiproșaht, a elaborat în anul 1960 normele tehnologice actuale de proiectare, care stau la baza proiectării minelor noi și a reconstruirii întreprinderilor existente.

Normele tehnologice de proiectare au fost elaborate ținînd seama de progresul tehnic și de experiența întreprinderilor fruntașe din U.R.S.S. și din străinătate. În ele se prevede mărirea capacităților de producție a minelor, scheme mai perfecționate de deschidere și de tehnologie a extracției cărbunilor.

O atenție deosebită a fost acordată problemelor intensificării lucrărilor de abataj și de pregătire, unei mai largi introduceri a transportului hidraulic, mecanizării complexe și automatizării lucrărilor de abataj și fronturilor de pregătire și de asemenea, operațiilor de la suprafața minei. Totodată o deosebită atenție s-a acordat executării lucrărilor miniere în condiții de tehnica securității și îmbunătățirii condițiilor sanitar-igienice de muncă a minierilor.

Proiectarea întreprinderilor carbonifere în conformitate cu principalele orientări tehnice și cu normele tehnologice de proiectare permite să se asigure indicii tehnico-economici superiori ai activității întreprinderilor din industria carboniferă și să se îmbunătățească mult munca minerilor.

Proiectarea dezvoltării în perspectivă a bazinelor și zăcămintelor de cărbuni

Pentru justificarea economică a dezvoltării diferitelor bazine și zăcăminte de cărbuni, normele tehnologice de proiectare prevăd elaborarea proiectelor complexe sau a condițiilor de bază. Acestea din urmă se deosebesc de proiectele complexe printr-o detaliere mai redusă a problemelor și constituie prima și cea mai succintă etapă a proiectului complex.

În proiectele complexe de perspectivă a dezvoltării bazinelor și zăcămintelor de cărbuni se analizează și se fundamentează: justificarea tehnico-economică a dezvoltării regiunii respective și, în conformitate cu cerințele de cărbuni ale economiei naționale, problemele amplasării noilor construcții miniere și folosirea fondului minier existent, ținînd seama de cerințele în alte tipuri de combustibili; alegerea celor mai perfecționate procedee de extracție a cărbunilor, a numărului, a amplasamentului și a capacității de producție a întreprinderilor miniere; folosirea celor mai raționale scheme de deschidere a diferitelor cîmpuri miniere; cooperarea dintre întreprinderi; prepararea cărbunelui; schemele de alimentare cu energie electrică, apă și transport; organizarea depozitelor necesare; amplasarea cartierelor de locuințe și a bazelor de construcții.

Pentru construirea de noi mine se aleg în primul rînd porțiuni de zăcămînt cu cărbunele cel mai valoros și cu condițiile geologice-miniere cele mai favorabile.

* Din lucrările Congresului Minier de la Budapesta, 12—18 septembrie 1960.

Institutele de proiectări ale industriei carbonifere au elaborat în ultimii ani condiţii de bază şi proiectele complexe pentru principalele bazine şi zăcăminte de cărbuni, fapt care a permis o mai justă împărţire a zăcămintelor în cîmpuri miniere distincte, stabilirea capacităţii de producţie a întreprinderilor, stabilirea duratei de funcţionare a minei, eşalonarea intrării minelor în exploatare, plasarea şi deschiderea diferitelor obiecte auxiliare din regiune, găsirea celor mai raţionale forme de cooperare a industriei carbonifere cu celelalte ramuri ale economiei naţionale din regiune şi determinarea măririi şi eficacităţii investiţiilor.

În condiţiile sistemului sovietic al economiei naţionale proiectele de perspectivă a dezvoltării industriei carbonifere se folosesc pe larg de organizaţiile de planificare şi constituie baza pentru proiectarea concretă a întreprinderilor carbonifere.

La proiectarea obiectivelor concrete stabilirea succesiunii exploatării cîmpurilor miniere, a capacităţii de producţie a întreprinderilor, a problemelor deschiderii, transportului pe calea ferată, alimentării cu energie electrică, amplasării obiectelor principale şi auxiliare şi de asemenea a oraşelor muncitoreşti, se fac în conformitate cu proiectul de perspectivă aprobat al dezvoltării zăcămîntului respectiv, ţinîndu-se seamă de materialul geologic prevăzut.

Capacitatea de producţie şi regimul de lucru al minei

Pentru asigurarea creşterii productivităţii muncii şi a reducerii preţului de cost al cărbunelui se prevede proiectarea şi construirea de mine mari cu gospodărire centralizată pentru mai multe mine.

Construirea de mine mari este justificată de datele din proiecte şi de experienţa minelor existente din U.R.S.S. şi străinătate, care arată că pentru aceleaşi condiţii geologice-miniere odată cu mărirea capacităţii de producţie a minelor de cărbuni sporeşte şi rentabilitatea acestora.

Astfel, după proiectul minei „Kapitalnaia" din raionul Krasnoarmeisk din Donbas, cu o capacitate de producţie de 20 000 t/zi, productivitatea muncii este de două ori mai mare decît cea din proiectul minelor cu capacităţi de 4—5 000 t/zi, în condiţii miniero-geologice asemănătoare.

Considerînd volumul rezervelor industriale ale cărbunilor, condiţii miniero-geologice, perspectiva dezvoltării bazinului sau zăcămîntului de cărbuni, se recomandă construirea, de obicei, a unor mine mari cu următoarele capacităţi medii zilnice de producţie : pentru Donbas : 2—5 mii t ; pentru Kusbas 4—10 mii t ; pentru bazinele Karaganda şi Peciora : 3—8 mii t.

În fiecare caz în parte capacitatea de producţie proiectată a minei se fundamentează prin calcule tehnico-economice.

În condiţii miniero-geologice favorabile, în regiunile cu rezerve foarte mari de cărbuni se prevede proiectarea unor mine cu capacităţi de producţie zilnice de 15—20 mii t şi chiar mai mari.

Duratele minime de funcţionare a minelor se consideră, în funcţie de capacitatea de producţie a minei, între 40—60 ani.

În proiectele noilor mine se consideră săptămîna întreagă de lucru de 6 zile, cu 300 zile lucrătoare pe an şi cîte două schimburi de producţie pe zi. Durata unui schimb este de 7 ore pentru muncitorii de la suprafaţă şi de 6 ore pentru cei din subteran. Totodată în proiecte se prevede trecerea în viitor la săptămîna de 30—35 ore de lucru.

Deschiderea, pregătirea şi metodele de exploatare a zăcămintelor de cărbuni

Alegerea corectă, pentru condiţii miniero-geologice concrete, a schemei de deschidere şi pregătire a cîmpului de mină predetermină într-o mare măsură posibilitatea asigurării unor indici tehnico-economici superiori de funcţionare a minei.

Deschiderea cîmpului minier se recomandă să se facă în general, prin puţuri verticale, excepţie făcînd acele cazuri în care particularităţile locale ale reliefului, adîncimea redusă şi înclinarea favorabilă a stratelor permit deschiderea cu galerii de coastă şi planuri înclinate.

În scopul excluderii schemelor de transport în trepte, deschiderea orizonturilor inferioare se recomandă să se facă prin adîncirea succesivă a puţurilor.

Lucrările miniere pe înclinare se admit numai în cazul exploatării rezervelor din ultimul etaj.

În planurile de perspectivă a dezvoltării industriei carbonifere se prevede construirea unor mine cu capacităţi de 1—3 milioane t şi mai mult, cu cîmpuri miniere care au o extindere direcţională de 10—12 km.

Folosirea schemelor obişnuite de deschidere pentru astfel de mine ar avea mari greutăţi la aerajul şi întreţinerea lucrărilor miniere.

La proiectarea minelor mari se prevăd cele mai progresive sisteme de deschidere şi exploatare a cîmpului minier în blocuri distincte, se realizează un aeraj independent al fiecărui bloc, reducîndu-se schema de transport subteran, cheltuielile de întreţinere a lucrărilor miniere şi termenele de construire a minei.

La alegerea schemei de pregătire a cîmpului minei trebuie să se asigure încărcarea maximă a cîmpului de abataj a stratului și a căii principale de transport (transversală, galerie de grup, plan înclinat de etaj sau de panou). Acestor cerințe le corespunde cel mai rațional schema de pregătire în panouri care se și prevede în cazul exploatării stratelor de mică înclinare. În cazul schemei de pregătire în panouri se practică și exploatarea cu 3—4 abataje simultan în fiecare panou. În stratele cu înclinare medie sau mare se prevede folosirea schemei de pregătire pe etaj, adoptînd o înălțime maximă de etaj.

În exploatare simultană se recomandă să nu se ia mai mult de trei strate, în cazul înclinării mici și medii și maximum 70—75% din numărul de strate în cazul înclinărilor mari.

Avansarea liniei abatajelor se determină prin proiect în funcție de condițiile geologice, sistemul de exploatare și mecanizare adoptate, dar cel mai puțin 40 m pe lună.

Cea mai importantă condiție de perfecționare a exploatării este trecerea de la exploatarea plecînd de la puț spre limitele cîmpului minier la exploatarea de la limitele cîmpului spre puț (în retragere). În acest sens se recomandă ca la pregătirea în etaje și dimensiuni pe direcție ale cîmpului minier relativ reduse, exploatarea etajelor să se facă prin retragere. În cazul pregătirii în panouri a stratului se aplică exploatarea de la puț spre limitele cîmpului în cazul cîmpurilor cu plan înclinat de coborîre și exploatarea de la limitele cîmpului spre puț în cazul cîmpurilor cu plan înclinat de ridicare.

La exploatarea stratelor cu înclinare mare este indicată exploatarea etajelor de la puț spre limitele cîmpului, combinat cu exploatarea sectoarelor de la limitele lor spre galeriile transversale intermediare.

Datorită diversității condițiilor minierogeologice ale zăcămintelor de cărbuni, în minele din U.R.S.S. se aplică diferite metode de exploatare și în primul rînd, cea cu stîlpi lungi direcționali și cea cu front continuu.

În ultimul timp metoda de exploatare cu front continuu este înlocuită treptat de metoda cu stîlpi lungi direcționali datorită complicațiilor în folosirea noilor mijloace de mecanizare a tăierii, transportului, dirijării acoperișului, precum și unui volum mai mare de lucrări miniere de întreținut.

Ținînd seama de cele de mai sus și de existența mijloacelor de mecanizare care asigură ritmuri corespunzătoare de săpare a lucrărilor de pregătire, normele tehnologice de proiectare recomandă o largă aplicare a metodei de exploatare cu stîlpi lungi, atît la strate subțiri și de grosimea medie, cît și la strate de înclinare și cu grosime mare, exploatate în felii pe înclinare. Pentru exploatarea stratelor cu grosime și înclinare mare se prevede aplicarea metodelor de explorare cu scut și în condiții corespunzătoare a metodelor de exploatare în felii.

În cazul unor condiții geologice-miniere favorabile, în stratele cu grosimi de peste 1,2 m și înclinări pînă la 10°, în minele din cel mult categoria a doua în ceea ce privește degajările de metan și în condițiile unor roci înconjurătoare stabile, se recomandă aplicarea metodelor de exploatare cu fronturi scurte, mecanizate, care asigură o înaltă productivitate a muncii.

Se prevede totodată intensificarea lucrărilor de cercetări și proiectări de utilaje pentru elaborarea metodelor de exploatare a cărbunilor fără prezența permanentă a muncitorilor în fronturile de abataj.

Drept metodă principală de dirijare a acoperișului la toate metodele de exploatare a stratelor de înclinare mică și medie, se aplică prăbușirea totală a rocilor din acoperiș. În stratele cu înclinare mare se practică metoda de dirijare a acoperișului fie prin prăbușirea totală, fie prin lăsarea lină. Dirijarea acoperișului prin rambleierea totală sau parțială a zonei exploatate trebuie să se prevadă în acele cazuri în care acest procedeu este impus de condițiile tehnicii securității miniere.

Mecanizarea abatajelor și lucrărilor de pregătire

În minele din U.R.S.S., mecanizarea havării, tăierii și transportului cărbunelui în abataj a fost desăvîrșită încă în cursul celui de-al patrulea cincinal, iar în cincinalul al cincilea introducerea combinelor de cărbune a permis să se mecanizeze și încărcarea cărbunelui. Odată cu aceasta a obținut o largă folosire susținerea metalică. Pentru îmbunătățirea condițiilor de muncă a minerilor și sporirea sensibilă a indicilor tehnico-economici este necesară crearea și introducerea de noi mijloace de mecanizare complexă și de automatizare, mai puternice și mai perfecționate care să poată realiza extracția cărbunelui cu un număr redus de muncitori sau chiar fără prezența prematură a acestora în frontul de abataj.

În prezent, în Uniunea Sovietică se lucrează la crearea și introducerea mecanizării complexe și a automatizării tuturor proceselor de producție: tăiere, încărcare, transport, mutarea transportoarelor și mutarea mecanizată a susținerii metalice.

Mecanizarea complexă se prevede a se realiza în primul rînd, prin introducerea agregatelor și complexelor, pentru care în prezent există o oarecare experiență de folosire.

Astfel, au fost fabricate și încercate complexele M-9, M-9D, K-52M, KNP și agregatele de extragere a cărbunelui A-2 și A-3.

Complexul cu tăiere în felii late M-9 constă din combina UKT-2M, transportorul mobil KS-15, susținerea M-9 și dispozitivul de mutare a susținerii M-10 și este destinat exploatării stratelor cu grosimi de 0,55—0,75 m.

Pe baza complexului M-9 a fost elaborat complexul M-9D pentru strate cu grosimi pînă la 1,4 m și care constă din diferite combine și transportoare mobile.

Complexul pentru tăiere în felii înguste tip K-52M constă din combina K-52M, transportorul flexibil mobil KS-9 cu sistem hidraulic de mutare, stîlpi de abataj cu grinzi metalice articulate și stîlpi de prăbușire, tip OKU, și este destinat exploatării stratelor cu grosimi de 1,0—1,6 m.

Complexul KNP se folosește la exploatarea cu stîlpi pe înclinare a stratelor cu grosimi de 2—4 m și înclinări de 40—45°.

Agregatul hidroficat de extragere a cărbunelui, tip A-2, constă dintr-o instalație cu plug și susținere hidraulică mobilă și este destinat mecanizării complexe a extracției cărbunelui în strate de mică înclinare și grosimi de 1,5—3,0 m.

Încercările industriale au arătat că aceste agregate asigură productivități de 20—22 t/post și permit mecanizarea complexă a procesului de extracție a cărbunelui, inclusiv a operațiilor de susținere și dirijare a acoperișului.

Principalele orientări tehnice și normele de proiectare tehnologică prevăd o activitate în continuare pentru crearea și introducerea complexelor cu combine cu tăiere în felii late și în felii înguste, transportoarelor mobile, susținerii metalice individuale sau mobile ; a agregatelor de extragere a cărbunelui cu comandă de la distanță și automată pentru abatajele cu front lung și scurt, care mecanizează toate procesele și permit realizarea producției de cărbune fără prezența muncitorilor în abataj ; a noilor construcții de combine pentru exploatarea stratelor cu cărbune tare ; a combinelor care funcționează în ambele sensuri, cu organ tăietor reglabil în funcție de grosimea exploatabilă a stratului și de asemenea pentru funcționarea în stratele cu acoperiș instabil.

Concomitent cu dezvoltarea mecanizării, o mare atenție se acordă problemei elaborării și introducerii mijloacelor de automatizare.

Automatizarea proceselor principale și auxiliare de extragere a cărbunilor trebuie să fie complexă, legată organic cu întregul proces tehnologic de producție.

Mecanizarea săpării lucrărilor de pregătire în minele din U.R.S.S. se face de preferință folosind lucrările de perforare-pușcare și încărcarea cărbunelui și sterilului cu mașini de încărcat. Săparea cu combina ocupă încă un volum redus de lucrări miniere principale și de pregătire, dar volumul de lucrări miniere săpate cu combina crește în mod sistematic.

Pentru trecerea la exploatarea în retragere a cîmpului minier trebuie să se asigure viteze de săpare a lucrărilor miniere în cărbune pînă la 500—1 500 m/lună și în mixt sau în steril de pînă la 300—500 m/lună. În acest scop se prevede ridicarea nivelului de mecanizare a lucrărilor de pregătire printr-o mai largă folosire a combinelor de săpare, pentru săparea în cărbune și steril moale, împreună cu transportoare mobile și dispozitive de schimbare a vagonetelor, precum și prin perforare-pușcare folosind mașini de încărcat pentru rocile medii și tari.

Tipurile existente de combine de săpare sînt create în primul rînd pentru metoda de înaintare cea mai răspîndită, aceea cu front îngust. În prezent se lucrează la crearea și introducerea celor mai moderne și mai productive combine de săpare și de asemenea a utilajului pentru mecanizarea complexă a muncii la săparea lucrărilor cu front lat cu lăsarea sterilului în mină, precum și a mijloacelor pentru mecanizarea transportului de steril în abatajele din stratele cu înclinare mică, la săparea galeriilor de aeraj.

Pentru reducerea extinderii lucrărilor de pregătire, de asemenea, pentru reducerea pronunțată a cheltuielilor de întreținere, se prevede ca la exploatarea stratelor apropiate să se efectueze lucrări iar la exploatarea stratelor izolate, cu rocile înconjurătoare slabe și nestabile — să se sape direcționale de cîmp.

În ultimii ani, în minele de cărbuni din U.R.S.S. și în special în Donbas, a avut loc o largă dezvoltare a susținerii lucrărilor miniere cu metal și beton armat, fapt care a îmbunătățit starea lucrărilor miniere și a redus cheltuielile de întreținere a acestora.

Pentru viitor se recomandă ca la susținerea principalelor lucrări de pregătire să se folosească susținerea rigidă din beton armat și oțel, precum și susținerea ancorată — pentru lucrările care nu sînt supuse presiunii active a rocilor ; susținerea metalică elastică în arc din profile special, susținerea din elemente de beton armat sau susținerea ancorată — în combinație cu alte feluri de susținere pentru lucrările din zona presiunii active a rocilor.

Transportul subteran

Pentru asigurarea unei funcționări de mare productivitate și fără întreruperi a transportului subteran, principalele orientări tehnice și normele tehnologice de proiectare prevăd pentru galeriile miniere orizontale ale sectoarelor de exploatare trecerea integrală la transport continuu (benzi) și comanda de la distanță sau automată a transportului.

În galeriile miniere orizontale principale cel mai indicat mod de transport este cel cu locomotive, iar în lucrările înclinate — benzile transportoare sau extracția cu schip.

Transportul hidraulic se recomandă în primul rînd pentru minele în care tăierea sau transportul cărbunelui în abataj se face tot hidraulic, precum și pentru minele unde cărbunele este preparat pe cale umedă.

Se prevede sporirea importantă a greutății utile și a vitezei de circulație a trenurilor, folosind locomotivele electrice de 12—14 t și mai mult și, de asemenea, locomotive gemene. Se recomandă folosirea vagonetelor cu cuplare automată și a celor cu descărcare prin fund, precum și vagonete automotoare cu capacități de 3, 5 și 10 t, în funcție de capacitatea de producție a minei și de condițiile geologico-miniere.

Liniile ferate din mină se vor îmbunătăți prin folosirea șinelor grele, cu greutate de 33 kg/m, montate pe traverse din beton armat și traverse din lemn impregnat. Se prevede sporirea capacității punctelor de primire-expediere și a punctelor de schimb al vagonetelor, ca și sporirea capacității de stocare în punctele de trecere de la un sistem de transport la altul.

În scopul asigurării funcționării fără întreruperi a minei se prevede crearea unor rezerve de 50—100% la capacitatea de transport a tuturor elementelor procesului tehnologic — de la abataj pînă la încărcarea cărbunelui în vagoanele de cale ferată la suprafață.

Suprafața minei

Pentru modernizarea în viitor a complexelor tehnologice și reducerea volumului de lucru la suprafața minei, principalele orientări tehnice prevăd : simplificarea schemelor de transport al cărbunelui ; încărcarea fără siloz a cărbunelui, înlocuind silozurile și depozitele cu vagoane de cale ferată de rezervă și extinzînd stațiile de cale ferată ; trecerea la cîntărirea de control a vagoanelor de cale ferată fără o ulterioară dozare a acestora pînă la greutatea prescrisă ; organizarea depozitelor centrale de lemn pentru grupuri de mină, cu consum de 300, 600, 900 și 1 200 m^3 lemn/zi, la care se mecanizează toate operațiile de descărcare, fasonare, depozitare și transport în mină a materialului lemnos. Pentru minele cu consumuri de lemn de 50 m^3/zi și peste, situate la 15—20 km de un depozit central de lemn de mină, se proiectează depozite de lemn proprii.

La proiectarea privind sterilul se recomandă fie lăsarea sterilului în mină, fie depozitarea acestuia în afara limitelor cartierelor de locuințe și minelor. În cazul existenței la mină a uzinei de preparare, problema sterilului se rezolvă în comun pentru mină și uzină.

Aerajul, lupta cu gazele și praful în mină

Datorită măririi adîncimii de exploatare și creșterii emanațiilor de gaze, sporirii capacității de producție a minei și extinderii lucrărilor miniere, se prevede ca, pentru crearea condițiilor normale de temperatură, să se sape suitori, găuri de sondă, galerii de cîmp suplimentare de aeraj ; în condiții grele să se treacă la secționarea aerajului, în așa fel ca în cazurile cele mai complicate depresiunea să nu depășească 300 mm col. apă.

Pentru protecția complexă contra prafului de cărbune și de rocă, se proiectează pentru locurile de muncă și punctele unde se produce praf, instalații pentru captarea prafului cu ajutorul apei sau prin metoda uscată. În același timp, se recomandă să se efectueze lucrări pentru crearea celor mai eficace instalații de luptă contra prafului, prin metode moderne, între care se poate cita umezirea prealabilă a cărbunelui.

Calitatea cărbunilor și metodele de preparare a acestora

În scopul îmbunătățirii în viitor a folosirii cărbunilor și ridicării calității acestora, principalele orientări tehnice și normele tehnologice de proiectare prevăd folosirea claselor de cărbune mărunt, precum și a cărbunelui brut cu conținut ridicat de umiditate și cenușă, drept combustibil pentru termocentrale. Resursele de cărbuni cocsificabili se vor lărgi printr-o mai largă folosire în amestec a cărbunilor de gaz și a celor cu flacără lungă. Se va mări volumul de prelucrare a cărbunilor energetici și cocsificabili.

Proiectarea uzinelor de preparare se va face ținînd seama de folosirea produselor preparate pe tipuri de consumatori, folosirea noilor metode de preparare, a unei tehnologii mai perfecționate și a unei tehnici de mare eficiență.

Pentru uzinele de preparare centrale sau de grup se recomandă capacităţi de 600, 900 şi 1 200 t/h.

În scopul înlăturării muncii manuale la alegerea sterilului în mină şi la suprafaţă se recomandă : la minele cu uzină de preparare proprie să se practice tăierea stratului fără evacuarea intercalaţiilor de steril, urmînd ca producţia astfel obţinută să fie supusă preparării mecanice în uzina proprie ; în minele care sînt înconjurate de consumatori de cărbune sortat, se va face sortarea sterilului folosind separatoare cu medii dense, combine de spălare umedă a cărbunilor şi alte măsuri ; în minele care trimit cărbunele la o uzină de preparare de grup sau centrală, alegerea sterilului din cărbune nu se efectuează.

Principalii indici tehnico-economici din proiectele miniere

Institutul de proiectare Kuzbasghiproşaht a elaborat în conformitate cu orientările tehnice şi cu normele tehnologice de proiectare, sarcini de proiectare pentru minele-tip cu capacităţi de producţie de 1,5 şi 3,0 milioane t/an pentru condiţiile din bazinul Kusbass şi Karaganda.

Drept soluţii noi principiale, în aceste proiecte s-a adoptat : deschiderea cîmpurilor miniere prin puţuri verticale, pregătirea cîmpului prin galerii de panou şi transversale intermediare, exploatarea succesivă pe blocuri a stratelor şi evacuarea cărbunelui din abataj fără sortare.

Instalaţiile de extracţie, de transport subteran şi complexul tehnologic se calculează cu un coeficient de neuniformitate 1,5.

Ca vagonete se folosesc vagonete cu capacitate de 5 t, cu descărcare prin fund, şi ecartament de 900 mm. S-a prevăzut mecanizarea complexă a lucrărilor de tăiere şi pregătire prin folosirea de maşini, complexe şi agregate noi.

Vasele de extracţie, schipurile de cărbune pentru extracţia cu mai multe cabluri au capacităţi de 12—20 t şi sînt prevăzute cu dispozitive pentru reducerea fărîmiţării cărbunelui. Schipul adoptat pentru steril are o capacitate de 10,6 t steril.

Construcţiile de la suprafaţă s-au proiectat ţinînd seama de necesitatea transportării cărbunelui brut la o uzină centrală de preparare, însă se prevăd şi instalaţii pentru sortarea mecanică a sterilului şi livrarea cărbunelui energetic la consumatori în forma sortată.

Proiectele prevăd încărcarea fără siloz a unuia pînă la patru sorturi de cărbune şi anume, cel cocsificabil în formă brută, cel energetic — în formă sortată. Dispozitivele de încărcare asigură încărcarea unor trenuri cu o capacitate netă de 1 000 t.

Instalaţiile de extracţie pentru schip, cele de evacuarea apelor şi ventilatoarele sînt automatizate, iar pentru instalaţia de extracţie cu colivie s-a adoptat sistemul cu comandă de la distanţă.

Alimentarea tuturor consumatorilor se face de la reţeaua cu tensiune de 600 V. S-au adoptat staţii de transformare mobile, cabluri ecranate, lămpi de iluminat cu inducţie şi comanda de la distanţă a dispozitivelor de distribuţie de tensiune înaltă şi joasă.

Dispecerizarea conducerii minei se face de la pupitrul dispecerului principal, prin comandă telemecanică şi telesemnalizare.

Pentru reducerea volumului de muncă la reparaţii şi lucrări de încărcare-descărcare s-a prevăzut o centralizare.

Toate clădirile de la suprafaţa minei sînt grupate în blocul puţului principal şi auxiliar, blocul instalaţiilor de extracţie, blocul de deservire (ateliere etc.) şi blocul administrativ-social.

Ca rezultat al soluţiilor adoptate în proiect, s-au obţinut indicii tehnico-economici, redaţi în tabela 1.

Tabela 1

	Mine cu capacitatea de:	
	1,5 mi'ioane t/an	3 milioane t/an
Productivitatea medie lunară, t	106	126,1
Productivitate, t/post	5,77	6,88
Preţ de cost, ruble	44	39
Cheltuieli de investiţii pe tona de producţie zilnică, ruble	180—191	150—160
Durata de construcţie a minei, luni	42—45	48—51

CZ. 622.33.002.2

Amortizările în industria carboniferă

Despre unele aspecte economice şi de metodologie, din perioada actuală şi din perioadele în perspectivă*

MIHAIL ENACHE

Din studiile tehnico-economice pentru proiectarea dezvoltării în perspectivă, a rezultat că industriei carbonifere i se pune în faţă rezolvarea, în scurt timp, a unor importante probleme de fond, care condiţionează realizarea ritmului de creştere a producţiei şi a eficienţei economice la nivelul proiectat, în conformitate cu directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R.

Asigurarea din timp a condiţiilor materiale şi organizatorice, corespunzătoare ritmului de dezvoltare prevăzut în perspectivă, impune o acţiune largă de stimulare şi concentrare a eforturilor tehnicienilor şi economiştilor, din ramura minieră, pe problemele cele mai importante, analiza factorilor hotărîtori şi găsirea celor mai bune şi operative soluţii, din punct de vedere tehnic şi economic.

Printre problemele organizatorice şi economice ce s-au impus în ultimul timp, o pondere importantă are şi :

— *reconsiderarea şi adaptarea la specificul ramurii a metodologiei de calcul, evidenţă, analiză şi planificare a indicatorilor tehnico-economici pe diferite trepte,* metodologie care să asigure, pe de o parte, măsurarea reală, periodică şi operativă a rezultatelor şi a nivelului atins, iar pe de altă parte, să asigure comparabilitatea eficienţei tehnico-economice de la o perioadă la alta şi între diferitele unităţi şi bazine miniere.

★

În articolul de faţă se propune a se studia una din aceste probleme şi anume problema reconsiderării regimului şi metodologiei de amortizare şi adaptarea lor la speciifcul ramurii.

Această reconsiderare a devenit deosebit de necesară în prezent, deoarece asupra eficienţei economice se accentuează progresiv influenţa unor factori care, datorită metodologiei actuale de amortizare, fac să varieze rezultatele economice în limite largi, de la perioadă la perioadă. Limitele de variaţie sînt mult mai accentuate în perioadele de deschidere şi punere în producţie a mai multor mine, cu capacităţi mari de producţie, cum va fi în perioadele viitoare, în care dezvoltarea ramurii se face într-un ritm mult mai accentuat decît în trecut.

Potrivit metodologiei actuale, izvorîte din practica de pînă în prezent şi din principiile actelor normative, regimul amortizărilor se aplică în industria minieră după următoarele principii generale :

— O unitate minieră nouă, o mină, se consideră pusă în producţie din momentul începerii lucrărilor de pregătire pentru punerea în mişcare a primelor abataje, dată de cînd începe să decurgă plata amortizărilor pe preţul de cost ;

— Orice mijloc de bază din grupa I—II, izolat sau din cadrul unui complex industrial, se consideră pus în funcţiune la data terminării lui de executant şi recepţionării de beneficiar, dată de cînd începe să decurgă obligativitatea plăţii de amortizări, indiferent dacă este pus în producţie sau nu. Fac excepţie lucrările miniere pentru care nu se plătesc amortizări decît în momentul punerii lor în producţie.

Pentru celelalte mijloace de bază (grupele III—VIII), se admite trecerea lor în rezervă şi scutirea de amortizări, pentru perioada de la terminare pînă la punerea lor în producţie, cu aprobarea organelor indicate în actul normativ.

---

* Se supune discuţiei.

Orice abatere de la acest principiu nu se poate face decît pe baza inițierii și apariției unui nou act normativ.

— *Mijloacele de bază* din grupa I—VIII, în funcție de sarcinile de plan, dacă au fost deja în producție, pot fi trecute în conservare și deci exceptate de la amortizări, cu aprobarea organelor indicate de actul normativ în vigoare.

— *Cotele de amortizare* sînt fixate la un nivel care urmărea să asigure recuperarea fondurilor investite pe total ramura, chiar dacă pe unele bazine durata de exploatare a unei mine, în funcție de condițiile naturale, este mai scurtă și nu asigură recuperarea integrală a fondurilor.

— *Fondurile consumate* pentru lucrările de cercetări geologice — în măsura în care ele nu creează mijloace de bază — și cele de cercetări științifice (studierea și găsirea de noi metode de extracție și preparare, inclusiv introducerea ultimelor cuceriri ale tehnicii miniere), nu se recuperează prin prețul de cost.

— *Lucrările miniere de deschidere,* fie că ele creează o capacitate nouă sau măresc una existentă, fie că mențin capacitatea existentă, au același regim în sistemul actual de amortizare. Or, în general, tocmai la lucrările de menținerea capacității nu se asigură recuperarea fondurilor investite, deși aceste lucrări au un caracter ciclic de producție.

Din experiența de pînă acum și din concluziile trase în studiile de dezvoltare economică în perspectivă, a rezultat că actele normative în vigoare și metodologia actuală, care reglementează problema amortizărilor, nu au cuprins și unele aspecte particulare, specifice ramurilor și căile de urmat, ci au consacrat numai principiile generale.

Căile de urmat, pentru rezolvarea cazurilor sau aspectelor economice particulare, se găsesc prin interpretări largi ale prevederilor existente, date de cei chemați să aplice sau să controleze justa aplicare a regimului de amortizare, sau prin inițierea de noi acte normative.

Luînd în considerare numai cazurile specifice mai importante, este necesar să se studieze și să se ia, în scurt timp, hotărîri pentru :

a) *Precizarea regimului de amortizare* și *a nivelului cotei de amortizare pentru un mijloc de bază sau unitate complexă de producție, în perioadele pînă la atingerea capacității proiectate de producție.* Legat de acest caz este la fel de necesară și precizarea regimului de amortizare pentru obiectele din cadrul unui complex industrial, predate de constructor și recepționate de beneficiar, dar nepuse în funcțiune pînă la terminarea integrală a unității complexe, pentru a nu se mai recurge la inițierea de noi acte normative.

b) *Precizarea regimului de amortizare pentru obiectele din cadrul unei unități complexe,* ce se pot pune parțial sau accidental în funcțiune pentru :

— executarea în continuare a lucrărilor de investiție pînă la terminarea unității complexe ;

— executarea de cercetări în faza semiindustrială pentru determinarea parametrilor necesari la proiectarea și executarea în continuare a obiectivului final ;

— nevoile sectorului de producție, care poate folosi parțial sau accidental parte din obiectele complexului, pînă la punerea lor în funcțiune, în scopul în care s-au construit.

c) *Asigurarea recuperării integrale a fondurilor investite începînd de la cele consumate pentru primele lucrări de cercetări geologice.*

Pentru a grăbi luarea acestor hotărîri și a ajuta în orientarea studiului de fundamentare mult mai amănunțit, care probabil va fi necesar pentru a sta la baza noului act normativ, se expune și se documentează mai jos, factorii economici care impun aceasta și soluțiile de luat în considerare.

Potrivit specificului ramurii miniere, pentru deschiderea și construirea unei unități miniere noi, precum și pentru dezvoltarea capacității unei unități existente, se impune executarea și punerea în funcțiune a majorității lucrărilor și instalațiilor de bază, care formează osatura unității de producție, înainte ca mina sau complexul de mine să ajungă la capacitatea proiectată de producție, capacitate care să poată suporta normal valoarea amortizărilor în prețul de cost al produselor.

Astfel, la deschiderea unei mine noi, în momentul punerii ei în producție, la atacarea lucrărilor de pregătire pentru punerea în mișcare a primelor abataje, potrivit metodologiei actuale, majoritatea lucrărilor de investiții sînt executate : construcțiile de suprafață (drumurile, liniile de cale ferată normală sau îngustă, liniile și instalațiile de

alimentare cu energie electrică şi apă, funicularele, instalaţiile de preparare, silozurile, depozitele, atelierele de mină etc.), precum şi construcţiile subterane, care formează mina propriu-zisă (puţurile cu turnurile şi casele de maşini, planurile înclinate sau galeriile de coastă, galeriile de transport şi aeraj, suitorii etc. cu toate instalaţiile aferente de aeraj, evacuare ape, circuitele de forţă şi lumină etc.).

În general, după cum arătăm în graficul 1, aceste lucrări reprezintă valoric circa 50—60% din volumul total al investiţiilor necesare pentru atingerea capacităţii proiectate de producţie, în funcţie de condiţiile naturale de zăcămînt şi geografice, precum şi de mărimea capacităţii de producţie.

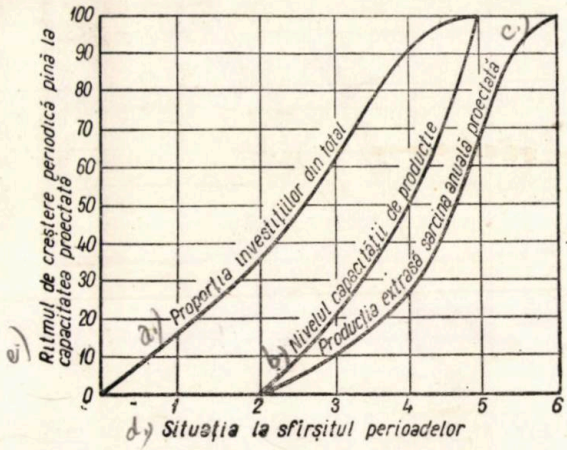


Fig. 1. Corelaţia între fondurile investite, capacitatea şi sarcina de producţie, la o unitate minieră nouă pentru extracţia lignitului, în perioadele pînă la atingerea capacităţii proiectate.

În anul de punere în producţie a noii unităţi însă, cantitatea de producţie marfă care va rezulta este cu totul redusă, ea reprezentînd circa 5—10% din capacitatea proiectată şi apoi va creşte treptat. În această perioadă deci, valoarea amortizărilor, care urmează a fi cuprinsă în preţul de cost al acestei producţii reduse, este foarte mare, de 5—8 ori faţă de costul normal al amortizărilor, prevăzut la capacitatea finală de producţie, după cum se arată în graficul 2.

Din calcule a reieşit că costul amortizărilor în anul de punere în producţie, exprimat în lei pe tonă, urcă exagerat preţul de cost final, astfel :

		Amortizările la punerea în prod. faţă de		
		Preţul total actual	Costul amortizărilor	
			actuale	la capacitatea proiectată
Huilă Valea Jiului	%	132,0	610,0	580,0
Lignit Goleşti	%	101,0	750,0	660,0
Lignit Căpeni	%	129,0	740,0	520,0

Numai elementul amortizării din anul de punere în producţie a minei va fi mai mare decît întregul preţ de cost atins azi la cărbune şi anume : cu 32% la huilă, cu 1% la

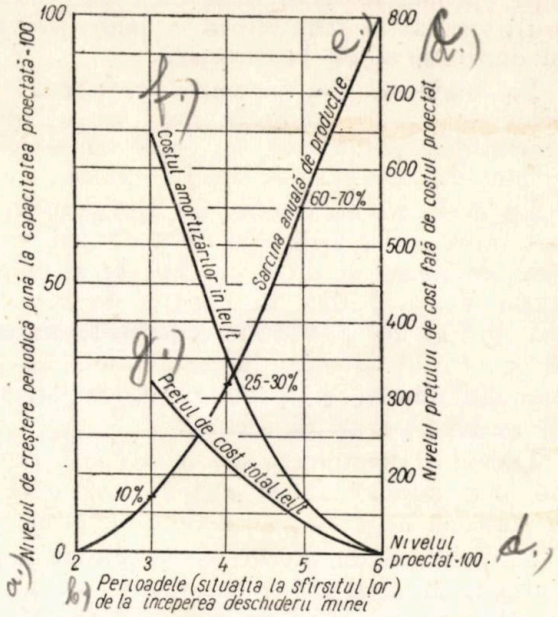


Fig. 2. Costul total şi al amortizărilor; variaţia lor în perioadele pînă la atingerea capacităţii proiectate de producţie la o mină de lignit.

lignitul de Goleşti şi cu 29% la lignitul din bazinul Căpeni.

Greutatea specifică a amortizărilor va avea următoarea variaţie :

La o mină de :	Ponderea amortizărilor în preţul de cost total		
	actual în bazin	la punerea în producţie	la capacitatea proiectată
Huilă Valea Jiului	20,6	50,0	26,5
Lignit Goleşti	13,0	37,2	17,2
Lignit Căpeni	17,0	55,0	24,0

Din calcule a rezultat că preţul de cost total al minei este mai mare în primul an de punere în producţie, cu 110% (= 2,1 ori), faţă de nivelul proiectat, numai datorită amortizărilor.

★

În calcule s-a plecat în primul an de la realizările actuale în ceea ce priveşte nivelul de mecanizare şi automatizare, vitezele de avansare la înaintări şi abataje, raportul de normalitate dintre lucrările miniere şi producţia extrasă şi gradul de organizare a muncii, prevăzînd pentru perioadele următoare ritmul de creştere prevăzut în stu-

diile tehnico-economice de perspectivă şi directivele Congresului al III-lea al P.M.R.

Creşterea ponderii amortizărilor în preţul de cost al producţiei, la atingerea capacităţii optime, reflectă în acelaşi timp gradul mult crescut al tehnicităţii minelor, prevăzut în dezvoltarea de perspectivă.

La înaintări s-a prevăzut creşterea vitezelor de 2,5 ori pînă în anul de atingerea capacităţii proiectate, în vederea scurtării termenului de punere în funcţiune.

La acest nivel, durata de ajungere la capacitatea proiectată este de 4—5 ani la minele de lignit şi de 8—10 ani la minele de huilă Valea Jiului, în funcţie de capacitatea optimă de producţie, condiţiile naturale de zăcămînt şi situaţia geografică (în special adîncimea şi productivitatea stratelor — în tone pe m² de strate).

Deosebit de amortizări, în această perioadă mai acţionează şi alţi factori care influenţează negativ preţul de cost, cum sînt :

a) Volumul de lucrări de pregătire a producţiei, în ml/1 000 t producţie, va fi mai mare decît raportul de normalitate. Aceasta deoarece în această perioadă, crearea liniei de front pentru construirea capacităţii optime de producţie, pleacă de la zero în perioada de deschidere, în timp ce o mină ajunsă la capacitate, cum sînt minele existente, are frontul de abataje deja creat. La minele existente, anual, se execută lucrări de pregătire a unui nou front, pe măsura terminării celui vechi, ca urmare a epuizării panourilor exploatate, pentru executarea sarcinilor de producţie. Deci, la minele existente, prin lucrările de pregătire se mută succesiv capacitatea de producţie pregătită, gata pentru exploatare, de pe un panou pe altul, în timp ce la minele noi se creează capacitatea pentru care este necesar un volum mult mai mare de lucrări într-o perioadă relativ scurtă, pentru pregătirea producţiei viitoare.

Potrivit metodologiei existente, costul acestor lucrări intră integral pe preţul de cost în perioada în care se execută, indiferent de mărimea volumului lor şi a rezervelor de substanţă minerală utilă pregătite.

În funcţie de condiţiile naturale de zăcămînt, raportul actual de normalitate variază pe bazine de la 12 la 25 metri liniari lucrări de pregătire pe 1 000 tone capacitate de producţie.

În cazul minei de lignit, luată în exemplul de mai sus, raportul de normalitate variază de la primul an de punere în producţie, pînă la ajungerea la capacitatea proiectată, astfel :

	1	2	3	4	5	6	7
ml/1 000 t	—	—	67	62	37	17	15

La această mină proporţia lucrărilor de pregătire în primul an de punere în producţie este de 4,5 ori mai mare decît în anul de producţie cu raportul de normalitate proiectat ; deci şi preţul de cost al producţiei este mărit corespunzător, cu variaţia arătată în grafic.

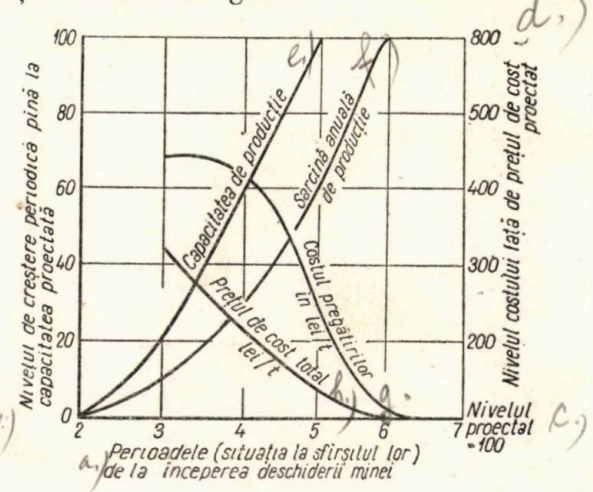


Fig. 3. Costul total şi al lucrărilor de pregătire ; variaţia lor în perioadele pînă la atingerea capacităţii proiectate la o mină de lignit.

Prin urmare, preţul de cost total al minei creşte în primul an, datorită plusului de lucrări de pregătire peste raportul normal la capacitatea finală, cu 43% faţă de nivelul proiectat.

În plus, prin schimbarea metodei actuale de susţinere a acestor lucrări, prin extinderea armării cu inele de bolţari din beton, în vederea înlocuirii lemnului de mină pentru o valorificare superioară a masei lemnoase, se produce un consum sporit de muncă şi materiale — factor care nu s-a mai luat în considerare.

b) Tot în perioadele de ajungere a minei la capacitatea finală, cheltuielile de regie exprimate în lei/t sînt foarte mari. Aceste cheltuieli produse de operaţiile auxiliare de deservire subterană (transport, întreţinere, aeraj, evacuarea apelor, iluminat etc.) şi de deservire la suprafaţă (cheltuieli secţii, generale şi de desfacere) sînt raportate la o producţie redusă. În primul an, aceste cheltuieli în lei/t depăşesc nivelul actual al preţului de cost total cu 5—10%, în timp ce în anul de capacitate normală, ele reprezintă numai 43% din acesta.

În graficul 4 se arată influenţa acestor factori, în preţul de cost al minei noi, cuprinsă organizatoric în cadrul unei întreprinderi existente, precum şi variaţiile lui pe măsura dezvoltării capacităţii de producţie, cum a rezultat din calculul eficienţei economice a minei luată de exemplu. De asemenea, se arată şi influenţa preţului de cost al minei noi, cu factorii amintiţi, în preţul de cost al producţiei totale pe întreprinderea existentă, pentru demonstrarea celor de mai sus.

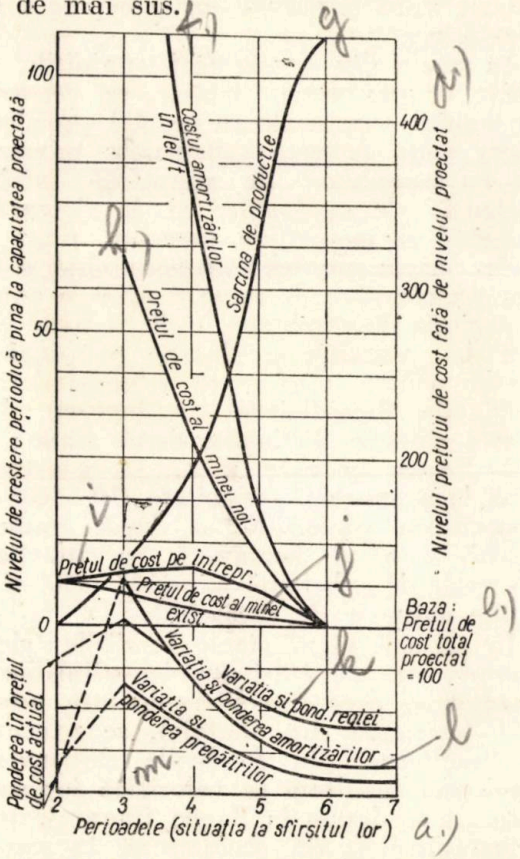


Fig. 4. Influenţa amortizărilor, regiei şi lucrărilor de pregătire în perioadele de deschidere a unei unităţi miniere noi.

Deşi ultimii doi factori nu au o legătură directă cu subiectul tratat, era necesar să se arate influenţa lor pentru a scoate în evidenţă că, în perioadele de dezvoltare accentuată, preţul de cost centralizat pe întreprinderea în al cărui cadru se deschide o mină nouă — şi în final pe ramură — creşte mult, în loc să scadă cum ar fi firesc prin măsurile tehnico-organizatorice şi creşterea producţiei, căile principale care creează condiţii tot mai bune pentru reducerea preţului de cost.

Or, pentru asigurarea necesarului de cărbuni în perspectivă, se vor deschide 25—30 mine noi pînă în 1965 şi 150—160 pînă în 1975. În acest caz, preţul de cost pe întreprindere şi pe ramură va înregistra creşteri importante şi variabile, de la perioadă la perioadă, care vor afecta mult îndeplinirea directivei de a reduce substanţial preţul de cost în perspectivă (21—23% numai pînă în 1965).

Şi în trecut s-au manifestat astfel de factori, însă într-o proporţie mult mai redusă, care au produs variaţiile cunoscute. Volumul mare de lucrări de investiţii făcute în ultimii 2—3 ani, care vor urma să intre acum în funcţiune la o producţie relativ redusă, vor denatura aparent rentabilitatea ramurii, deşi la celelalte elemente ale preţului de cost se va obţine o continuă scădere, prin măsurile tehnico-organizatorice aplicate. Cum din grafic s-a văzut că amortizările influenţează cel mai mult, datorită neadaptării metodologiei actuale la noile condiţii, rezultă deci că efectele acestui factor ar trebui să fie înlăturate în primul rînd, iar influenţa celorlalţi doi factori urmează să fie tratată separat.

A fost necesar să se cuprindă efectele acestor trei factori şi pentru a se atrage atenţia organelor de proiectare, planificare şi analiză să ţină seama de ei în calcularea eficienţei economice şi în stabilirea corectă a sarcinilor anuale de reducere a preţului de cost.

Faţă de cele arătate, rezultă că datorită metodologiei actuale, se produc unele fenomene, care duc la creşterea preţului de cost, independent de acţiunile tehnico-organizatorice şi eforturile întreprinderilor şi ramurei, fenomene ce trebuie înlăturate şi anume:

1. *Plata integrală a amortizărilor,* înainte de atingerea capacităţii proiectate de producţie, duce la obţinerea unor preţuri de cost exagerat de mari, nereale, în perioadele premergătoare; în primul an, după cum am arătat, costul amortizărilor depăşeşte cu mult nivelul preţului de cost total al unităţilor existente. Pentru a veni în sprijinul eliminării acestei anomalii, se menţionează caracterul de scurtă durată a timpului, pînă la intrarea minei în capacitatea optimă proiectată. Astfel, durata medie este la lignit de 2—3 ani iar la huilă de 4—6 ani, de la punerea minei în producţie. Cum în această perioadă mina dă o producţie, în continuă creştere, al cărui preţ de cost urmează să suporte totuşi amortizările, însă la un nivel normal după una din variantele propuse, rezultă că durata de amortizare suferă numai o uşoară prelungire; influenţa acestei prelungiri ar echivala valoric cu volumul normal al amortizărilor pe 1—2 ani la lignit şi 2—3 ani la huilă.

Bineînţeles că de acest factor, prelungirea duratei de amortizare, trebuie să se ţină seamă în calculul eficienţei economice a in-

vestițiilor, în special la minele ce exploatează strate subțiri și medii cu o productivitate redusă (tone pe m² de zăcămînt), cum este în cazul exploatărilor de cărbune brun și de lignit.

2. *Obligativitatea decurgerii amortizărilor* de la data recepționării eșalonate a lucrărilor pe obiecte, pe măsura terminării lor de executant și imputarea lor integrală pe prețul de cost al investițiilor în continuare, sau al sectorului de producție ca beneficiar final, mărește artificial costul acestora dacă ele nu pot fi puse în producție, cum este cazul complexelor industriale care nu pot fi puse în producție decît după terminarea ultimului obiect al complexului. Mărirea artificială a valorii de întrebuințare peste valoarea reală de înlocuire constituie o abatere de la principiile generale ale economiei. Aceasta influențează negativ prețul de cost al producției viitoare, care se va mări cu valoarea amortizărilor imputate nereal, întrucît în aceste perioade, mijloacele de bază au stat în așteptare și deci nu au adus nici un aport economic. Aceasta în cazul construirii unei întreprinderi noi.

În cazul cînd o întreprindere minieră construiește un complex de suprafață, care va deservi în viitor atît minele noi în construcție, cît și minele existente în vederea sistematizării în bazin, se ajunge la situația că, pînă la punerea în funcțiune a minelor noi, odată recepționate obiectele complexului, pe măsura terminării lor și apoi a complexului întreg, amortizările aferente se impută pe prețul de cost al producției minelor existente care pot fi legate de complex. Această obligativitate ridică în salt prețul de cost, cum este printre alte cazuri, cazul de la întreprinderea minieră Căpeni, unde amortizările rezultate din calcul scumpesc artificial cărbunele cu 22 lei/t în 1961, fără să fie nevoie ca aceste mijloace de bază să deservească minele existente, ele fiind însă indispensabile dezvoltării bazinului.

3. *Folosirea accidentală sau parțială a unui obiect sau complex*, terminat și recepționat dar nepus în producție, de către o întreprindere pentru activitatea de producție, investiții în continuare sau pe activitatea de cercetări (experimentări în faza semiindustrială), duce obligatoriu, potrivit metodologiei actuale, la decurgerea continuă de amortizări și imputarea lor pe prețul de cost al activității care a folosit aceste obiecte, indiferent dacă ele au fost folosite pe o durată scurtă ; numai prin inițierea unui act normativ se pot readuce mijloacele de bază gr. I—II în starea de rezervă sau conservare pînă la termenul de punerea lor în producție.

Pentru înlăturarea influenței acestor factori și punerea de acord a indicatorilor economici cu realitățile, ar fi necesar ca în acțiunea de reconsiderare a regimului și metodologiei de amortizare, să se ia în considerare și soluțiile pe care le vom arăta mai jos.

★

În țările socialiste mari producătoare de cărbuni, problemele ridicate sînt tratate diferit, după specificul lor economic și organizatoric.

În unele din aceste țări, unitățile complexe de producție, minele, se construiesc de unități constructoare special profilate în acest scop. Acestea construiesc minele noi cu tot complexul de suprafață, stabilesc metodele de exploatare și le dotează cu utilajele și instalațiile necesare, după ultimele cerințe ale tehnicii noi ; cînd o mină sau un complex de mine a atins o anumită capacitate de producție, însă cu toate lucrările de investiție și dotație terminate, se predă pentru exploatare întreprinderii de producție (beneficiarul de lucrări). În această situație distingem două etape :

— Prima, în care mina se construiește pînă la o anumită capacitate (50—100% din capacitatea proiectată — după gradul de rentabilitate al bazinului, în funcție de rezervele de substanță minerală utilă și condițiile naturale de zăcămînt).

În această etapă, toate lucrările : de explorare, de cercetări tehnico-științifice, de deschidere, pregătire și exploatare propriu-zisă (extracție din abataje), se execută și se finanțează din fondurile de investiții. Producția rezultată se valorifică iar sumele încasate se depun la Banca finanțatoare (ca primă operație de recuperare în care se diminuează cu aceste sume volumul fondurilor de investiție consumate).

Prin urmare, în această perioadă unitatea constructoare are o activitate complexă : de deschidere și de exploatare (construcție și producție).

— În a doua etapă, noua unitate complexă de producție trece în sfera activității industriale, se preia de întreprinderea beneficiară a cărei activitate de bază este extracția și prelucrarea cărbunelui. De aici înainte, toate cheltuielile de extracție iar pe parcurs toate cheltuielile pentru executarea lucrărilor de mutarea capacității de producție de pe un orizont pe altul, de pe un panou pe altul (pe măsura epuizării rezervelor deschise și pregătite prin executarea sarcinilor de producție), adică acele lucrări de menținerea capacității de producție (care azi la noi se execută din fondurile de investiții), sînt considerate cheltuieli de producție

și se cuprind în prețul de cost al produselor.

Față de cele arătate se impune, în cazul construirii unei mine noi sau unui complex nou de mine (sintetizat la pct. 1) alegerea uneia din următoarele soluții :

— Pînă la ajungerea unității la capacitatea proiectată de producție sau la un anumit nivel (dictat de terminarea completă a lucrărilor de deschidere și a instalațiilor corespunzătoare capacității optime), unitatea să fie considerată pe activitatea de investiții cu toate lucrările (de deschidere și dotație, de cercetări pentru determinarea metodelor de exploatare, de pregătire și de abataje) finanțate din fondurile de investiții. În această perioadă nu se vor plăti amortizări, unitatea fiind în curs de construcție. Valoarea producției de cărbune rezultată din aceste lucrări ar urma să fie depusă la buget, pentru reducerea fondurilor de investiție consumate. De la preluarea unității, ajunsă la capacitatea optimă, toate lucrările și dotațiile pentru menținerea capacității să fie considerate ca lucrări ciclice, normale, ale activității de producție și cuprinse integral în prețul de cost al produselor.

— În cazul cînd unitatea nouă trece în sfera activității industriale, la punerea în mișcare a primelor abataje sau la un anumit nivel de capacitate, (cel puțin 70% din capacitatea proiectată), în perioadele pînă la atingerea capacității finale volumul amortizărilor să fie limitat la cota prevăzută în lei pe tonă la capacitatea proiectată, conform calculului din studiul tehnico-economic. Volumul amortizărilor, rezultat din înmulțirea cotei cu sarcina planificată de producție, va fi suportat de prețul de cost al producției, indiferent dacă în perioada de plan nu s-a realizat nivelul prevăzut : aceasta pentru a mobiliza întreprinderea la terminarea mai de vreme a lucrărilor de realizarea capacității.

În cazul reconstruirii unei unități existente pentru creșterea capacității de producție, urmează a se proceda identic ca în cazul unei unități noi, pentru diferența de capacitate.

Pentru rezolvarea cazurilor arătate la punctul 2, este necesar a se consacra în noul act normativ, principiul că decurgerea amortizărilor pentru un complex industrial nu se face pe obiecte separate, pe măsura terminării și recepționării lor, ci de la data terminării ultimului obiect al complexului și punerea acestuia în producție. In cazul cînd un complex deservește o unitate minieră de producție sau mai multe unități care nu au ajuns la capacitatea lor proiectată de producție, volumul de amortizări va fi determinat prin plan pînă la atingerea capacității proiectate plecînd de la costul amortizărilor în lei pe unitatea de produs, conform studiului tehnico-economic ce a stat la baza proiectării și construirii ansamblului de unități pe bazin.

Pentru situația de la punctul 3, urmează a se consacra principiul că în perioada de construcție a unui complex se poate folosi un obiect sau mai multe obiecte terminate (fără a modifica starea lor de mijloace în rezervă), pentru executarea în continuare a celorlalte lucrări de investiții, pentru eventualele lucrări de cercetare sau pentru unele nevoi întîmplătoare ale sectorului de producție.

În aceste cazuri sectorul de activitate, care utilizează obiectele în așteptarea punerii lor în producție, va plăti drept amortizări, o sumă egală cu valoarea serviciilor pe care le obține și sînt prevăzute în devize, mai puțin cheltuielile pe care le va face pentru utilizarea și întreținerea obiectelor utilizate.

★

În vederea stabilirii unei reale eficiențe economice, a unei unități miniere de producție sau unui bazin, este necesar ca prețul de cost pe unitatea de produs să reflecte integral efortul financiar. Aceasta înseamnă că prețul de cost trebuie să cuprindă toate cheltuielile făcute pentru fabricarea produsului, începînd de la fondurile consumate cu primele lucrări de cercetări geologice, iar pe parcurs să cuprindă atît fondurile consumate pentru cercetările tehnico-științifice de introducerea celor mai bune metode de exploatare și preparare, cît și uzura integrală a fondurilor investite, în special a fondurilor investite în fiecare an pentru menținerea capacității de producție (investiții + reparații capitale), în vederea asigurării unei recuperări integrale a muncii trecute.

Potrivit metodologiei actuale, mare parte din cheltuielile făcute cu lucrările geologice (cele netransformate în mijloace de bază) și cu lucrările de cercetări tehnico-științifice, nu se recuperează, ele nefiind cuprinse în prețul de cost al producției.

De asemenea, rămîn nerecuperate mare parte din lucrările miniere executate pentru menținerea capacității de producție, în special la minele cu productivitatea redusă a stratelor. În legătură cu aceste lucrări este de menționat că metodologia actuală nu delimitează clar lucrările miniere. Astfel, lucrările miniere care formează osatura minei (mina propriu-zisă) și fac legătura suprafeței cu zăcămîntul, se numesc lucrări miniere de deschidere, finanțate din fondurile de investiții. Aceste lucrări compartimentează zăcămîntul în cîmpuri și orizonturi, deschide rezervele de substanță minerală utilă în vederea pregătirii lor pentru exploatare prin abataje. Enumerativ, în această grupă de

lucrări se cuprind : puțurile de extracție și aeraj, galeriile de coastă, planele înclinate, galerii, suitori între orizonturi etc.

Restul lucrărilor miniere, care compartimentează rezervele deschise în panouri și le pregătesc pentru extracție în abataje, se numesc lucrări miniere de pregătire. Aceste lucrări sînt formate din galerii direcționale și transversale, galerii de cap și bază ale abatajelor, suitori etc. Ele sînt finanțate din fondurile de producție, adică sînt cuprinse integral pe prețul de cost, avînd un caracter ciclic de producție.

Din experiența de pînă acum s-a constatat că la planificarea acestor lucrări, noțiunea și delimitarea actuală a lucrărilor de deschidere și pregătire nu sînt suficiente pentru evitarea imixtiunii lucrărilor, în ceea ce privește sursa de finanțare. S-au produs dese cazuri, cînd s-au executat lucrări de pregătire din fonduri de investiții pentru degrevarea artificială a prețului de cost al unei perioade și invers, din insuficiența fondurilor de investiții alocate s-au executat lucrări de deschidere din fondurile de producție.

În vederea clarificării problemei recuperării fondurilor de investiții, precum și pentru a se ușura precizarea noțiunii de lucrări miniere de deschidere, finanțate de la investiții și lucrări miniere finanțate din fondurile de producție în vederea delimitării lor din punct de vedere tehnic, al finanțării și al recuperării fondurilor consumate, este necesar a împărți lucrările miniere de deschidere în două grupe :

a) *Lucrări miniere de construirea capacității de producție.* Mare parte din aceste lucrări, puțurile, planele înclinate, galeriile de coastă etc., care formează scheletul principal al minei, inclusiv dotația de la suprafața minei, durează în general, pînă la epuizarea rezervelor și închiderea minei, cînd toate mijloacele de bază sînt lichidate prin transfer, valorificare și casare.

b) *Lucrări miniere de menținere a capacității de producție.* Este știut că, spre deosebire de alte ramuri industriale, în industria minieră locurile de muncă sînt răspîndite pe suprafețe mari, în special în minele ce exploatează strate subțiri. Aceste locuri de muncă, care constituie frontul de abataje, sînt în permanentă mișcare, în înaintare, retragere și mutare pe alte cîmpuri și orizonturi, pe măsura executării sarcinilor de extracție, fiind supuse totodată influenței condițiilor geologice, hidrologice și fizico-mecanice ale zăcămîntului.

Majoritatea acestor lucrări cînd exploatarea se face în retragere și în diferite proporții (în funcție de condițiile naturale de zăcămînt) cînd exploatarea se face în avans spre limita de exploatare a perimetrului minier, nu au o durată de folosire care să permită recuperarea integrală a fondurilor de investiție consumate cu construirea lor. Pe diferite bazine situația rezultată din calcule sumare se prezintă astfel :

	Numărul straturilor exploatabile în calculul productiv	Productivitatea stratelor t/m²	ml lucrări pe 1 000 t menținere de capacitate	Recuperarea finală a fondului de investiții consumate, %
Comănești	2	1,5	8,5	30—35
Schitu-Goleşti	1	3,0	4,0	35—40
Filipești	2	4,5	3,0	40—45
Căpeni	1	7,5	2,5	40—45
Valea Jiului	3—12	20—70	2,5	55—60

Pentru a scoate în evidență mai mult necesitatea reconsiderării regimului de amortizare, prezentăm situația și pe ansamblul mijloacelor de bază, variația mijloacelor fixe și a recuperării prin amortizări, în procente, rezultate din raportarea la volumul mediu al mijloacelor fixe.

Media anuală pe ultimii 3—4 ani	Total ramură	Valea-Jiului	Căpeni	Muntenia	C. lung	Comănești
1. Intrări totale	12,4	10,2	12,8	10,5	16,9	15,1
— lucrări miniere	5,0	4,6	2,5	5,0	8,4	6,6
— restul mijloacelor fixe	7,4	5,6	10,3	5,5	8,5	8,5
2. Ieșiri din funcțiune	7,7	4,8	10,1	8,4	10,6	10,0
— lucrări miniere	2,6	2,7	4,4	4,6	3,0	2,8
— restul mijloacelor fixe	5,1	2,1	5,7	3,8	7,6	7,2
3. Valoarea amortizării	7,1	7,1	6,9	7,1	7,0	6,7
— lucrări miniere	3,0	2,9	2,3	3,5	2,8	2,0
— restul mijloacelor fixe	4,1	4,2	4,6	3,6	4,2	4,7

Rezultă că amortizările nu acoperă ieșirile din funcțiune, fără să mai luăm în considerare și volumul anual al reparațiilor capitale nerecuperate, (care a fost în anul 1959 de circa 3,3% din volumul total al mijloacelor fixe, iar în anul 1960 — prin măsurile luate — s-a redus la 1,6%).

Proporția recuperării prin amortizări a fost :

Total	92,5	148,0	68,0	84,5	66,0	67,0
Lucrări miniere	115,0	107,15	52,5	76,0	93,5	71,5
Rest. mijl. fixe	80,5	200,00	80,5	95,0	56,15	66,0

Din această situație desprindem ca esențial (fără a intra în particularitățile și analiza fiecărui bazin) următoarele :

— cu excepția Văii Jiului se produc pierderi de muncă trecută pe ramură și toate celelalte bazine ;

— prin actualele cote de amortizare nu se asigură recuperarea fondurilor consumate pentru construirea și menținerea capacităților de producție ;

— prețul de cost actual nu reprezintă efortul real, în special pe bazine, factor deosebit de important ținînd seamă de operațiunea în curs pentru reașezarea prețurilor de cost și de vînzare și asupra căreia poate să aibă efecte negative ;

— diferența dintre intrările în funcțiune și ieșirile din funcțiune reprezintă creșterile de capacitate și lucrările de modernizarea minelor în vederea creșterii productivității muncii, reducerii prețului de cost și ușurării efortului în muncă al muncitorilor.

În calculele avute nu s-a ținut seamă și de eventualele accidente care pot surveni în timpul exploatării, care pot duce la epuizarea și închiderea mai devreme a cîmpurilor deschise prin schimbarea condițiilor naturale care impun abandonarea rezervelor, accidente care în final duc la lichidarea și casarea lucrărilor miniere (mijloace de bază), la care s-au realizat recuperări insuficiente. Pentru aceste cazuri este necesară calcularea unui coeficient specific pe bazine, pe bază de realizări efective, care să intre în calculul eficienței economice și a recuperărilor.

Față de cele arătate se propune a se lua în considerare introducerea obligatorie în calculele studiilor tehnico-economice, a tuturor elementelor care să arate ritmul și durata minimă de recuperare a fondurilor ce se vor consuma, pentru a stabili eficiența economică în funcție de volumul de rezerve exploatabile, consumul specific de investiții, și prețul de cost raportat la valoarea de întrebuințare. Schematic, eficiența urmează a se măsura în variantele arătate în graficul din fig. 5.

În calculele care au stat la baza acestui grafic s-a luat în considerare ca elemente de calcul : capacitatea de producție proiectată, durata pînă la punerea în producție după metodologia actuală (atacarea lucrărilor de pregătire pentru punerea în mișcare a primelor abataje), volumul de investiții necesare construcției și menținerii capacității, reparațiile capitale, ieșirile din funcțiune, lichidarea mijloacelor de bază la epuizarea minei, rata medie de imobilizare a fondurilor și rentabilitatea producției (prețul de vînzare — prețul de cost).

În calculele făcute nu s-au prins efectele altor factori necunoscuți : modificarea prețurilor de vînzare, creșterile prevăzute ale salariului nominal etc.

Potrivit situației prinsă în graficul de mai sus, rezultă că o mină cu un strat de o productivitate medie de 3 t/m² pentru a fi economică, în varianta recuperării *R IV*, trebuie să aibă rezerve exploatabile pentru o durată de exploatare de peste 28 ani și anume : 500 000 t capacitate anuală x 28 ani x 1,3 coeficient de siguranță pentru eventualele pierderi de rezerve = 18 mil. tone rezerve de bilanț. În mod normal, ținînd seama de rata de imobilizare a fondurilor investite, durata și volumul de rezerve trebuie să crească corespunzător.

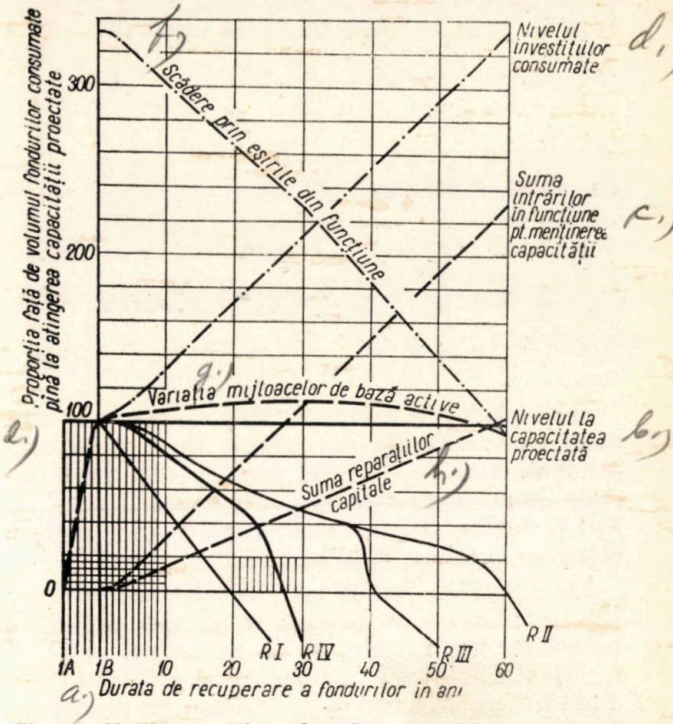


Fig. 5. Variația mijloacelor fixe și durata de recuperare a fondurilor consumate :

1A — anul de începere a construirii minei ; *1B* — anul de punere în producție conform metodologiei actuale ; *RI* — durata de recuperare conform metodologiei actuale ; *RII* — durata de recuperare, ținînd seama de ieșirile din funcțiune nerecuperate ; *RIII* — durata de recuperare, inclusiv lichidarea mijloacelor de bază ; *RIV* — durata de recuperare, inclusiv rentabilitatea produsului

Este de subliniat că potrivit metodologiei actuale, rezultatul calculului utilizat în prezent pentru determinarea duratei de viață a minei, durata *R. 1* este denaturată de neprinderea în calcul a ieșirilor din funcțiune nerecuperate.

De asemenea, trebuie arătat că pentru a nu se ataca acumulările provenite din plusprodus în vederea asigurării reproducției lărgite, este recomandabil a se utiliza calculul eficienței în varianta *R III* care indică o durată de viață de 40 ani = 26 mil. tone rezer-

ve exploatabile = 37 — 40 mil. tone rezerve de bilanţ.

Principial, schema din graficul 5 este aplicabilă tuturor minelor cu productivitatea în jurul a 3 t/m², întrucît s-a exclus din calcule influenţa situaţiei teritoriale.

★

Se menţionează că în prezenta lucrare s-au tratat şi scos în evidenţă voit şi unele aspecte care în politica economică pe ansamblul economiei naţionale, pot fi neglijate, pentru a nu complica elaborarea metodologiei şi a actelor normative în dauna principiului consacrat, de a se asigura unitatea şi simplicitatea pe ramură şi economie.

Obiectivul principal urmărit este de a scoate în evidenţă principalii factori care intervin şi de care trebuie să se ţină seama în acţiunea de aşezare a viitoarelor preţuri, de analiză a eficienţei economice, de asigurare a comparabilităţii, de la o perioadă la alta, şi între diferitele unităţi şi bazine, etc.

CZ. 622.67:621.313.333

Viteza optimă pentru instalaţiile de extracţie compensate, acţionate cu motor asincron

Ing. V. BUMBU

Instalaţiile de extracţie sînt adesea cele mai mari consumatoare de energie la o exploatare minieră. Aceasta datorită puterii mari a motoarelor de acţionare, care, pentru masele mari de util şi steril ce au de extras de la mari adîncimi, ating mărimea a cîtorva mii de kilowaţi.

De aceea la proiectarea instalaţiilor de extracţie miniere se acordă o atenţie deosebită laturii lor energetice, şi de multe ori alegerea însăşi a sistemului instalaţiei este determinată de faptul dacă ea funcţionează sau nu economic. Pentru puteri mari ale motoarelor de acţionare, ridicarea randamentului total al instalaţiei de extracţie cu numai cîteva procente poate atrage cu sine economii a sute de mii kilowaţi-ore de energie electrică pe an, ceea ce are o deosebită importanţă pentru dezvoltarea industriei şi pentru reducerea preţului de cost al producţiei.

Pînă în prezent, această latură, a celei mai economice instalaţii, era soluţionată la întîmplare. Pentru a ne putea da seama dacă o instalaţie de extracţie este sau nu economică, ea trebuia proiectată mai întîi sub formă de proiect tehnic, cînd i se dimensiona mai mult sau mai puţin precis o parte din instalaţia mecanică, se determinau masele în mişcare şi diagramele de funcţionare ale cinematicii şi dinamicii ei, ca de abia după aceea să se poată determina consumul de energie electrică de la reţea şi randamentul ei total.

Pe lîngă faptul că acest procedeu era mult prea laborios, mai era necesar ca instalaţia să fie proiectată în mai multe variante pentru ca rezultatele să poată fi intercomparate. Dacă cumva randamentul total al primelor variante rezulta prea mic faţă de nivelul tehnicii moderne, atunci instalaţia trebuia reproiectată, şi aceasta cu atît mai de multe ori, cu cît se urmărea ca instalaţia să fie mai economică.

Dacă pentru un anumit debit de extracţie Qt/an şi adîncimea de extracţie H m date se mai cunosc care pot fi tipurile de instalaţii de extracţie ce ar corespunde din punct de vedere tehnic, ele sînt necunoscute din punct de vedere energetic. Literatura de specialitate recomandă uneori mărimea sarcinii utile U kg de extras pro cursă, dacă instalaţia este cu schipuri [1], [2]. Dar toate aceste date sînt numai aproximative, n-au nici o bază teoretică, iar recomandarea sarcinii utile nu se referă şi la extracţia cu colivii.

De aceea, apreciind că căutarea soluţiei optime la proiectarea instalaţiilor de extracţie este foarte laborioasă prin actuala metodă şi nici nu ne oferă certitudinea că instalaţia adoptată este cea mai economică, mi-am propus să caut altă metodă de investigare, care să fie mai expeditivă, mai certă şi fondată teoretic.

Pentru aceasta mi-am ales domeniul instalaţiilor de extracţie cu colivii normale, şi dintre acestea numai pe cele acţionate cu motoare asincrone. Prin analogie, evident că se poate trece şi la studiul celorlalte sisteme de instalaţii de extracţie acţionate cu motor asincron sau al tuturor sistemelor de instalaţii acţionate cu motoare de curent continuu.

În prima parte analizez numai instalaţiile de extracţie prevăzute cu cablu de compensare, iar în a doua parte mă ocup de instalaţiile care n-au cablu de compensare.

Diagramele de funcţionare ale instalaţiei de extracţie prevăzută cu cablu de compensare

O instalaţie de extracţie minieră cu două ramuri, prevăzută cu cablu de compensare şi

care funcționează după cinematica din diagramele *a* și *b* (fig. 1) va trebui să fie acționată neapărat după diagramele dinamicii *c* și *d* din aceeași figură.

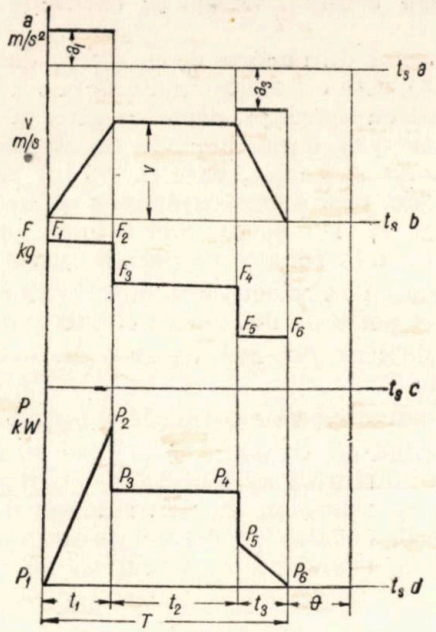


Fig. 1. Diagramele de funcționare ale instalației de extracție prevăzută cu cablu de compensare.

Valoarea forței de acționare, aplicată tangențial la periferia tobei, este dată de relația acad. M. M. Fedorov pentru instalații de extracție compensate

$$F = kU + a\Sigma m \quad \text{kg} \qquad (1)$$

în care :

U — este sarcina utilă ce se extrage pro cursă, în kg ;

$k = 1 + k'$ — coeficientul de rezistență, în care k' este un coeficient de frecare echivalent ;

a — accelerația, respectiv decelerația, tangențială la periferia tobei, cu care este demarată, respectiv încetinită, instalația, în m/s² ;

Σm — suma tuturor maselor în mișcare ale instalației, redusă la periferia tobei, în kgs²/m.

Ca urmare, în cele trei faze ale cursei de extracție, instalația va trebui să fie acționată cu forțe aplicate la periferia tobei de valoarea :

$$F_1 = F_2 = kU + a_1 \Sigma m \quad \text{kg} \qquad (2)$$

$$F_3 = F_4 = kU \quad \text{kg} \qquad (3)$$

$$F_5 = F_6 = kU - a_3 \Sigma m \quad \text{kg} \qquad (4)$$

în care a_1 și a_3 sînt accelerația de demaraj, respectiv decelerația de încetinire, iar puterea de acționare la axa tobei va fi :

$$P_2 = \frac{F_2 v}{102} \ \text{kW} \qquad (5)$$

$$P_3 = P_4 = \frac{F_3 v}{102} \ \text{kW} \qquad (6)$$

$$P_5 = \frac{F_5 v}{102} \ \text{kW} \qquad (7)$$

puterea P_1 și P_6, după cum se vede din fig. 1, fiind zero din cauza vitezei nule.

Deoarece energia cheltuită pro cursă cu acționarea instalației este $\Sigma P_i t_i$ la axa tobei, ea este dată de aria de sub conturul *Oabcde* (fig. 2).

Dacă instalația de extracție considerată este acționată cu motor asincron, energia electrică consumată pro cursă de la rețeaua de alimentare va fi dată de aria de sub conturul *Oa' a'' b' c' d' d'' e*, deoarece în tot decursul fazei de demaraj se va consuma de la rețea puterea

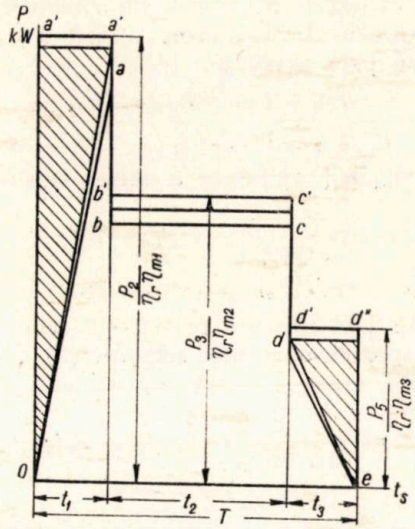


Fig. 2. Diagrama puterii consumate de la rețea în cazul încetinirii motrice

$$P_2 \frac{1}{\eta_r \eta_{m1}} \ \text{kW} \qquad (8)$$

în faza de mișcare cu viteză constantă o putere

$$P_3 \frac{1}{\eta_r \eta_{m2}} \ \text{kW} \qquad (9)$$

iar în faza de încetinire, o putere

$$P_5 \frac{1}{\eta_r \eta_{m3}} \ \text{kW}. \qquad (10)$$

Diferența dintre energia consumată de la rețea și energia necesară acționării la axa tobei se pierde în reductor, în motor și în reostatul de pornire.

În fig. 2, ariile haşurate reprezintă energia pierdută în reostatul de pornire și este cea mai importantă față de celelalte pierderi.

În cele ce urmează, mă voi ocupa numai de energia consumată de motor de la rețea în timpul cursei, abstracție făcînd de energia necesară manevrelor, frînării, ungerii aparatelor indicatoare etc.

Energia consumată de la rețea pro cursă

Cu considerațiile de mai sus, putem scrie că energia consumată de la rețea pentru acționarea instalației sus-amintite este

$$E = \frac{1}{3\,600\,\eta_r}\left(\frac{P_2}{\eta_{m1}}t_1 + \frac{P_3}{\eta_{m2}}t_2 + \frac{P_5}{\eta_{m3}}t_3\right) \text{kWh/cursă} \quad (11)$$

în care :

η_r este randamentul reductorului dintre motor și tobă;

η_{m1}, η_{m2}, η_{m3} sînt randamentele motorului în cele trei faze ale cursei.

Dacă utilizăm noțiunea de *randament echivalent* al motorului asincron în timpul acționării, înțelegînd prin aceasta

$$\eta_e = \frac{(P_2t_1 + P_3t_2 + P_5t_3)\,\eta_{m1}\,\eta_{m2}\,\eta_{m3}}{P_2t_1\,\eta_{m2}\,\eta_{m3} + P_3t_2\,\eta_{m1}\,\eta_{m3} + P_4t_3\,\eta_{m1}\,\eta_{m2}} \quad (12)$$

atunci relația (11) poate fi scrisă sub forma

$$E = \frac{1}{3\,600\,\eta_r\,\eta_e}(P_2t_1 + P_3t_2 + P_5t_3) \text{ kWh/cursă.} \quad (13)$$

Înlocuind în această relație puterile cu valorile corespunzătoare din relațiile (5), (6) și (7), obținem

$$E = \frac{v}{367\,200\,\eta_r\eta_e}(F_2t_1 + F_3t_2 + F_5t_3) \text{ kWh/cursă} \quad (14)$$

sau ținînd seamă de valorile forțelor tangențiale din relațiile (2), (3) și (4), putem scrie

$$E = \frac{v}{367\,200\,\eta_r\eta_e}[kU(t_1 + t_2 + t_3) + (a_1t_1 - a_3t_3)\Sigma m] \text{ kWh/cursă} \quad (15)$$

Dat fiind însă că viteza de extracție $v = a_1t_1 = a_3t_3$, rezultă că paranteza $a_1t_1 - a_3t_3 = 0$ și energia consumată de la rețea poate fi exprimată prin relația

$$E = \frac{1}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}kUTv \text{ kWh/cursă} \quad (16)$$

în care :

$$t_1 + t_2 + t_3 = T \text{ s} \quad (17)$$

este durata cursei de extracție.

După cum vedem, cu ajutorul relației (16), consumul de energie de la rețea al unei instalații de extracție, și deci randamentul ei total, poate fi determinat cu ușurință numai pe baza cunoașterii sarcinii utile ce se extrage pro cursă, a duratei cursei și a vitezei de extracție.

Acest fapt este foarte important deoarece, pentru un randament echivalent η_e potrivit ales cu instalația, se pot face verificări ale consumului de energie și ale randamentului la toate instalațiile în funcțiune ce sînt acționate cu motoare asincrone. Și aceasta într-un timp record și cu personal mai puțin calificat, putînd să ducă la identificarea unor erori grosolane ce ar putea fi evitate.

Stabilirea ecuației vitezei de extracție optime

Consumul de energie de la rețea, dat de relația (16), este o funcție implicită ce nu poate fi analizată cu ușurință, deoarece sarcina utilă U de extras pro cursă depinde de durata T_c a ciclului de extracție, care la rîndul său este funcție de viteza de extracție v și de durata deservirii θ. De aceea vom înlocui pe U cu valoarea sa în funcție de durata cursei T.

Se știe că la proiectarea instalațiilor de extracție se pornește de la cele două date de bază :

Q — debitul de util ce trebuie extras, în tone/an;

H — adîncimea de extracție a puțului, în m.

Apreciind că, în afară de util, se va mai extrage și cantitatea cQ tone/an de steril și că instalația va funcționa cu un coeficient de iregularitate C, rezultă că debitul prezumat al instalației de extracție va trebui să fie

$$Q_t = C(1 + c)\,Q \text{ t/an.} \quad (18)$$

Dacă pe lîngă durata T a cursei alegem și durata deservirii θ secunde, $T + \theta$ secunde fiind durata unui ciclu de extracție, atunci numărul de curse ce se pot face într-un an va fi

$$n = \frac{3\,600\,z\,s\,h}{T + \theta} \text{ curse/an} \quad (19)$$

în care :

z este numărul de zile lucrătoare dintr-un an;

s — numărul de schimburi lucrătoare pe zi;

h — numărul de ore mediu dintr-un schimb rezervat numai extracției de util și steril.

Este evident că sarcina utilă de extras pro cursă va trebui să fie

$$U = \frac{1\,000\,Q_t}{n} = \frac{1\,000\,C\,(1 + c)\,Q}{\frac{3\,600\,z\,s\,h}{T + \theta}} \text{ t/cursă} \quad (20)$$

sau

$$U = 1\,000\,k_1Q\,(T + \theta) \text{ t/cursă} \quad (21)$$

în care

$$k_1 = \frac{C(1 + C)}{3\,600\,z\,s\,h} \text{ s}^{-1} \quad (22)$$

Substituind în relația (16) pe U cu valoarea sa din relația (21), obținem că consumul de energie de la rețea este

$$E = \frac{k\,k_1}{367{,}2\,\eta_r\,\eta_e}Q\,(T + \theta)\,Tv \text{ kWh/cursă} \quad (23)$$

Pe de altă parte, durata unei curse poate fi exprimată, în cazul tahogramei trapezoidale cu

trei faze, în funcție de viteza de extracție v m/s și adîncimea de extracție H m, în felul următor :

$$T = t_1 + t_2 + t_3 = \frac{v}{a_1} + \frac{H - \left(\frac{v^2}{2a_1} + \frac{v^2}{2a_3}\right)}{v} + \frac{v}{a_3}$$

din care

$$T = \left(\frac{1}{a_1} + \frac{1}{a_3}\right)\frac{v}{2} + \frac{H}{v}$$

sau

$$T = \varphi\frac{v}{2} + \frac{H}{v} \qquad (23\,a)$$

în care am notat cu

$$\varphi = \frac{1}{a_1} + \frac{1}{a_3}. \qquad (24)$$

Substituind în relația (23) pe T cu valoarea sa din (23 a), obținem

$$E = \frac{k k_1}{367{,}2\,\eta_r\,\eta_e} Q\left(\varphi\frac{v}{2} + \frac{H}{v} + \theta\right)\left(\varphi\frac{v}{2} + \frac{H}{v}\right)v$$

sau

$$E = \frac{k k_1}{367{,}2\,\eta_r\,\eta_e} Q\left(\frac{\varphi^2}{4}v^3 + \frac{\varphi\theta}{2}v^2 + \varphi H v + \right.$$
$$\left. + \frac{H^2}{v} + \theta H\right) \text{kWh/cursă} \qquad (25)$$

sau dacă notăm cu :

$$\rho = \frac{k k_1 Q}{367{,}2\,\eta_r\,\eta_e} \qquad (26)$$

$$\alpha = \rho\frac{\varphi^2}{4} \qquad (27)$$

$$\beta = \rho\frac{\varphi\theta}{2} \qquad (28)$$

$$\gamma = \rho\,\varphi H \qquad (29)$$

$$\delta = \rho\,H^2 \qquad (30)$$

$$\varepsilon = \rho\,\theta H \qquad (31)$$

se obține

$$E = \alpha v^3 + \beta v^2 + \gamma v + \frac{\delta}{v} + \varepsilon \text{ kWh/cursă} \qquad (32)$$

relație care ne arată dependența consumului de energie de la rețea de mărimea vitezei de extracție și care ne permite să determinăm *viteza de extracție optimă* din punct de vedere energetic.

Într-adevăr, anulînd derivata întîia a relației de mai sus în raport cu viteza

$$\frac{dE}{dv} = 0$$

obținem ecuația

$$3\alpha v^2 + 2\beta v - \frac{\delta}{v^2} + \gamma = 0 \qquad (33)$$

din care determinăm viteza optimă de extracție prin cîteva interpolări.

Determinarea sarcinii utile optime de extras pro cursă și a vitezei de extracție reale

Se înțelege de la sine că viteza optimă de extracție v_0, determinată din relația (33), încă nu este definitivă. Ea va servi însă la determinarea aproximativă a duratei ciclului de extracție

$$T_c = T + \theta \text{ s} \qquad (34)$$

care, ținînd seamă de relația (23 a), mai poate fi pus sub forma

$$T_c = \frac{\varphi v_0}{2} + \frac{H}{v_0} + \theta \text{ s} \qquad (35)$$

și pe care introducînd-o în relația (21), obținem

$$U_0 = 1\,000\,k_1 Q\left(\frac{\varphi v_0}{2} + \frac{H}{v_0} + \theta\right) \text{ kg/cursă} \qquad (36)$$

relație care ne permite să determinăm, cu ajutorul vitezei de extracție optime, o sarcină utilă pe care s-o numim *sarcină utilă optimă.*

De abia după ce ne hotărîm asupra sarcinii utile definitive U, a cărei mărime o alegem egală sau cît mai apropiată de U_0, dar cu considerarea și a altor factori hotărîtori, se trece la determinarea duratei ciclului de extracție în prima aproximație care, potrivit relației (20), este

$$T_c = \frac{3{,}6\,z\,s\,h}{C(1+c)\,Q}\,U \qquad (37)$$

și din care durata cursei

$$T = T_c - \theta \text{ s.} \qquad (38)$$

Avînd cunoscute adîncimea de extracție H și durata cursei T, potrivit relației (23 a), se poate determina așa-numita *viteză de extracție teoretică,* după relația cunoscută din cinematica instalațiilor de extracție,

$$v_t = \frac{T}{\varphi} - \sqrt{\frac{T^2}{\varphi^2} - \frac{2H}{\varphi}} \text{ m/s.} \qquad (39)$$

Se înțelege de la sine că nici viteza teoretică, rezultată din relația (39), încă nu este cea definitivă. Viteza de extracție definitivă va fi viteza reală a instalației, determinată din relația

$$v = \frac{\pi D n_m}{60\,i}\xi_1\,\xi_2 \text{ m/s} \qquad (40)$$

în care :

D este diametrul total, în m ;
n_m — turația de sincronism a motorului asincron, în rot/min ;
i — raportul de transmisie al reductorului ;
ξ_1 — coeficientul de corecție al turației motorului în funcție de alunecare ;
ξ_2 — coeficientul de corecție al diametrului tobei în funcție de grosimea de uzură a căptușelii ei.

Această viteză definitivă, care va trebui să fie cel puțin egală sau mai mare, dar cît mai apropiată de viteza de extracție teoretică, va fi utilizată mai departe la determinarea definitivă a diagramelor cinematicei și a dinamicei instalației de extracție ce se proiectează.

Energia consumată de la rețea pro cursă în cazul fazei de încetinire motrice

Ecuația vitezei optime de extracție a fost obținută în ipoteza cînd instalația de extracție funcționează cu faza de încetinire motrică.

În cazul instalațiilor de extracție la care faza de încetinire se face liber, ceea ce înseamnă că consumul de energie de la rețea se face după diagrama din fig. 3, motorul fiind deconectat de la rețea în faza de încetinire, relația care ne dă consumul de energie va avea forma

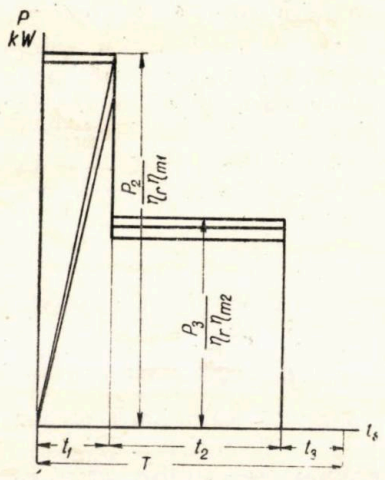


Fig. 3. Diagrama puterii consumate de la rețea în cazul încetinirii libere.

$$E = \frac{v}{367\,200\ \eta_r\ \eta_e}(F_2 t_1 + F_3 t_2) =$$

$$= \frac{v}{367\,200\ \eta_r\ \eta_e}[(kU + a_1\ \Sigma m)\, t_1 + kUt_2] =$$

$$= \frac{v}{367\,200\ \eta_r\ \eta_e}[kU\,(t_1 + t_2) + a_1 t_1\ \Sigma m] \quad \text{kWore/cursă} \qquad (41)$$

în care

$$\eta_e = \frac{(P_2 t_1 + P_3 t_2)\,\eta_{m1}\,\eta_{m2}}{P_2 t_1\,\eta_{m2} + P_3 t_2\,\eta_{m1}} \qquad (42)$$

Substituind pe $t_1 - t_2 = T - t_3 = T - \frac{v}{a_3}$ și $a_1 t_1 = v$ obținem

$$E = \frac{1}{367\,200\ \eta_r\ \eta_e}\left[kUv\left(T - \frac{v}{a_3}\right) + v^2\ \Sigma m\right] \quad \text{kWore/cursă} \qquad (43)$$

Deoarece avem încetinire liberă, aceasta înseamnă că forța tangențială la periferia tobei, necesară acționării în faza a treia și a cărei valoare este dată de relația (4), este nulă, adică

$$kU - a_3\ \Sigma m = 0$$

din care găsim

$$a_3 = \frac{kU}{\Sigma m}\ \text{m/s}^2. \qquad (44)$$

Introducînd această valoare în relația (43), obținem

$$E = \frac{1}{367\,200\ \eta_r\ \eta_e}\left[kUv\left(T - \frac{v}{kU}\Sigma m\right) + v^2\ \Sigma m\right]$$

sau

$$E = \frac{1}{367\,200\ \eta_r\ \eta_e}\ kUTv \quad \text{kWh/cursă.} \qquad (45)$$

Dacă înlocuim în relația (45) pe U și T cu valorile lor din relațiile (21) și (23 a), se obține relația (32), fapt evident, deoarece relația (45) este identică cu relația (16), abstracție făcînd de diferența randamentului echivalent.

Acest fapt denotă că consumul de energie de la rețea, în funcție de viteza de extracție, nu este influențat de faptul dacă instalația funcționează în faza de încetinire acționată sau liber și că relația (33) rămîne valabilă și în acest caz pentru determinarea vitezei de extracție optime.

Energia consumată de la rețea pro cursă în cazul fazei de încetinire frînate

Pentru că mai poate exista și a treia posibilitate, cînd instalația de extracție funcționează cu faza de încetinire frînată, cum este cazul diagramei din fig. 4, atunci situația consumului de energie de la rețea se prezintă sub trei aspecte, după cum :

– frînarea se face cu frînă mecanică ;
– frînarea se face cu frînă electrodinamică ;
– frînarea se face cu contracurent.

Independent de modul de frînare, instalațiile de extracție cu faza de încetinire frînată au un consum de energie mai mare decît ar fi necesar.

Relația care exprimă consumul de energie pentru aceste cazuri este aceeași (43) ca pentru instalațiile cu încetinire liberă :

$$E = \frac{1}{367\,200\ \eta_r\ \eta_e}\left[kUv\left(T - \frac{v}{a_3}\right) + v^2\,\Sigma m\right] \text{kWh/cursă} \qquad (46)$$

în care însă este cuprins și un surplus de energie

$$E = \frac{1}{3\,600} \cdot \frac{P_5 t_3}{2}\ \text{kWh/cursă} \qquad (47)$$

acumulat în instalație, în faza de demaraj, sub formă de energie cinetică și care trebuie distrus în faza de încetinire, fiindcă numai astfel se poate respecta tahograma admisă.

Reluînd relaţia (46), în care înlocuim pe U şi T cu valorile lor din relaţiile (21) şi (23 a), găsim că energia consumată de la reţea este

$$E = \frac{1}{367{,}2\,\eta_r\,\eta_e}\left[kk_1 Q\left(\frac{\varphi v}{2} + \frac{H}{v} + \theta\right)\left(\frac{\varphi v}{2} + \frac{H}{v} - \frac{v}{a_3}\right) + 10^{-3}\, v^2\, \Sigma m\right] =$$

$$= \frac{kk_1 Q}{367{,}2\,\eta_r\,\eta_e}\left[\left(\frac{\varphi^2}{4} - \frac{\varphi}{2a_3}\right)v^3 + \left(\frac{\varphi\theta}{2} - \frac{\theta}{a_3} + \frac{10^{-3}\,\Sigma m}{kk_1 Q}\right)v^2 + \left(\varphi H - \frac{H}{a_3}\right)v + \frac{H^2}{v} + \theta H\right] \text{kWh/cursă.}$$

În relaţia de mai sus observăm că, pentru valorile uzuale ale acceleraţiei şi deceleraţiei, factorul de pe lîngă viteza la puterea a treia poate fi neglijat ca fiind foarte mic

$$\frac{\varphi^2}{4} - \frac{\varphi}{2a_3} \cong 0.$$

Factorul de pe lîngă viteza la puterea a doua are diferenţa dintre primii doi termeni infim de mică în comparaţie cu cel de-al treilea şi deci pot fi neglijaţi

$$\frac{\varphi\theta}{2} - \frac{\theta}{a_3} + \frac{10^{-3}\,\Sigma m}{kk_1 Q} \cong \frac{10^{-3}\,\Sigma m}{kk_1 Q}$$

iar factorul de pe lîngă viteza la puterea întîi, dacă ţinem seama de relaţia (24), devine

$$\varphi H - \frac{H}{a_3} = \frac{H}{a_1} \qquad (48)$$

şi atunci consumul de energie de la reţea capătă forma :

$$E = \frac{kk_1 Q}{367{,}2\,\eta_r\,\eta_e}\left(\frac{10^{-3}\,\Sigma m}{kk_1 Q}\,v^2 + \frac{H}{a_1}\,v + \frac{H^2}{v} + \theta H\right) \text{kWh/cursă} \qquad (49)$$

Dacă notăm şi de data aceasta cu :

$$\rho = \frac{kk_1 Q}{367{,}2\,\eta_r\,\eta_e} \qquad (50)$$

$$\beta_1 = \rho\,\frac{10^{-3}\,\Sigma m}{kk_1 Q} \qquad (51)$$

$$\gamma_1 = \rho\,\frac{H}{a_1} \qquad (52)$$

atunci energia consumată de la reţea este

$$E = \beta_1 v^2 + \gamma_1 v + \frac{\delta}{v} + \varepsilon \text{ kWore/cursă} \qquad (53)$$

şi relaţia care ne dă viteza optimă de extracţie este $\frac{dE}{dv} = 0$, adică

$$2\beta_1 v - \frac{\delta}{v^2} + \gamma_1 = 0 \qquad (54)$$

iar restul calculelor se face aşa cum s-a arătat la instalaţia cu faza de încetinire motrice.

Deosebirea constă în faptul că :

— în cazul frînării instalaţiei cu frîna mecanică, energia în surplus disponibilă la axa tobei şi dată de relaţia (47) este distrusă parţial prin

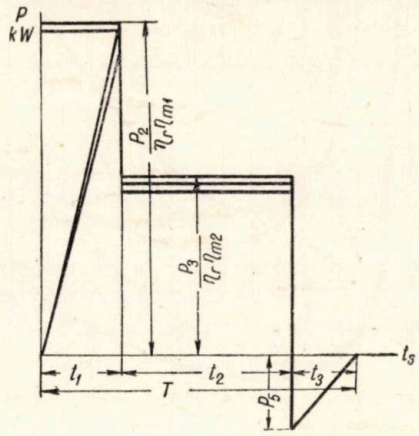


Fig. 4. Diagrama puterii consumate de la reţea în cazul încetinirii frînate.

frecările mecanice din reductor şi motor, iar grosul este transformată în energie calorică şi de eroziune prin frecarea bacurilor frînei de roţile de frînare ale tobei ;

— în cazul frînării instalaţiei cu frînă electrodinamică, energia disponibilă la axa tobei dată de relaţia (47) este transformată, în afara pierderilor prin celelalte frecări, în energie electrică, care se pierde în reostatul de pornire sub formă de căldură ; în acest caz motorul asincron funcţionează ca alternator în faza de încetinire ;

— şi în cazul frînării cu contracurent situaţia se prezintă deosebit, deoarece, pe lîngă energia consumată de la reţea în primele două faze şi dată de relaţia (46), în faza de încetinire se mai consumă de la reţea încă o cantitate de energie

$$E_f = \frac{\eta_r}{3\,600\ \eta_{m3}}\,P_5 t_3 \quad \text{kWh/ore/cursă} \qquad (55)$$

cu ajutorul căreia se distruge energia disponibilă de la axa tobei.

Din acest motiv, consumul de energie de la reţea în cazul frînării cu contracurent va fi dat de relaţia

$$E_f = \frac{1}{3\,600\,\eta_r\,\eta_e}(P_2 t_1 + P_3 t_2) + \frac{\eta_r}{3\,600\ \eta_{m3}}\,P_5 t_3 \text{ kWh/cursă} \qquad (56)$$

adică mult mai mare decît în cazul celorlalte două feluri de frînări, motiv pentru care acest

mod de frînare este evitat; ca urmare nici nu merită să fie analizat.

În ultimul timp se urmăreşte ca instalaţiile de extracţie acţionate cu motor asincron să fie prevăzute cu frînă electrodinamică. Mai mult

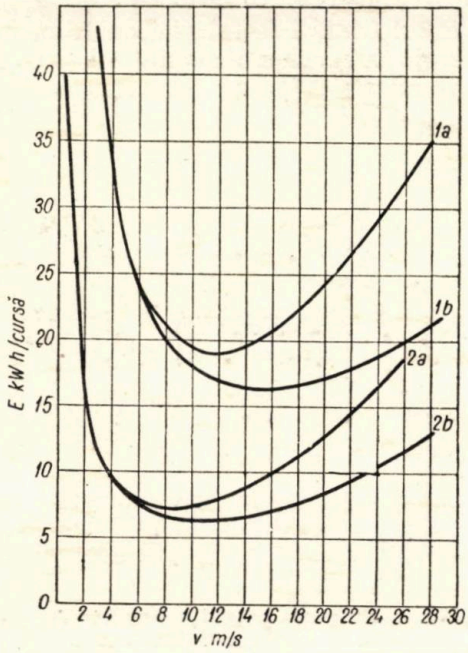


Fig. 5. Diagramele variaţiei consumului de energie de la reţea în funcţie de viteză

chiar, în U.R.S.S., o hotărîre a Consiliului de Miniştri interzice fabricarea instalaţiilor de extracţie cu motor asincron fără a fi prevăzute cu frînă electrodinamică.

Exemple de calcul numeric

Presupunînd că am avea de proiectat următoarele două instalaţii de extracţie pentru două exploatări carbonifere, ale căror caracteristici şi parametri ar fi:

total producţia de cărbuni, tone/an	Q	=	—	400 000	400 000
adîncimea de extracţie, m	H	=	—	400	800
coeficientul de steril	c	=	—	0,15	0,15
coeficientul de iregularitate	C	=	—	1,3	1,3
numărul de zile lucrătoare, zile/an	z	=	—	300	300
numărul de schimburi lucrătoare, sch./zi	s	=	—	3	3
numărul orelor de extracţie, ore/sch.	h	=	—	4	4
coeficientul de rezistenţă a puţului	k	=	—	1,2	1,2
randamentul reductorului	η_r	=	—	0,95	0,95
randamentul echivalent al motorului	η_e	=	12	0,88	0,88
durata deservirii coliviilor, s	θ	=	—	25	25
coeficientul de sarcină utilă, s^{-1}	k_1	=	22	$1{,}153.10^{-7}$	$1{,}153.10^{-7}$
acceleraţia de demaraj, m/s^2	a_1	=	—	1	1
deceleraţia de încetinire, m/s^2	a_3	=	—	1,2	1,2
factorul acceleraţiilor, s^2/m	φ	=	24	1,833	1,833
suma maselor reduse, kgs^2/m	Σm	=	—	6 000	9 000

atunci trecînd la determinarea celorlalţi parametri obţinem:

	ρ	=	50	$1{,}803.10^{-4}$	$1{,}803.10^{-4}$
	β_1	=	51	0,0195	0,0293
	γ_1	=	52	0,0721	0,1442
	δ	=	30	28,85	115,4
	ε	=	31	1,803	3,606
viteza de extracţie optimă, m/s	v_0	=	54	8,4	11,75
sarcina utilă optimă, kg/cursă	U_0	=	36	3 700	4 780
sarcina utilă adoptată definitiv, kg/cursă	U	=	—	4 000	4 000
viteza de extracţie calculată, m/s	v_t	=	39	7,4	17,3

şi pentru caracteristicile adoptate ale instalaţiilor, ca:

diametrul tobei, mm	D	=	—	4 000	5 000
turaţia motorului, rot/min	n_m	=	—	428,5	750
raportul de transmisie al reductorului	i	=	—	11,5	11,5
coeficientul de corecţie al turaţiei	ξ_1	=	—	0,97	0,97
coeficientul de uzură a căptuşelii	ξ_2	=	—	0,985	0,985

rezultă că:

viteza reală de extracţie va fi, m/s	v	=	40	7,46	16,3
durata cursei de extracţie, s	T	=	17	60,4	64,1
consumul de energie de la reţea, kWh/cursă	E	=	53	2,23	20,62
şi randamentul instalaţiei	η	=	—	0,603	0,424

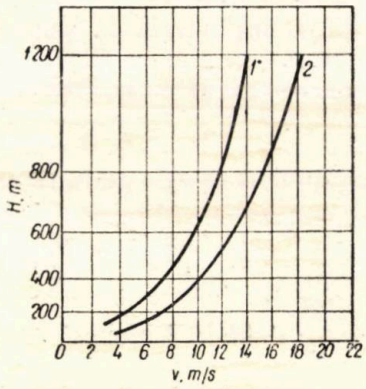


Fig. 6. Diagrama variaţiei vitezei optime în funcţie de adîncimea de extracţie, pentru o producţie Q = 400 000 tone/an.

Concluzii

Determinînd variaţia consumului de energie de la reţea pentru cele două exemple de mai sus, în funcţie de viteza de extracţie, s-au obţinut diagramele *1a* şi *2a* din fig. 5.

În ipoteza că instalaţiile ar funcţiona cu faza de încetinire motrice, variaţia consumului de energie ar fi dată de diagramele *1b* şi *2b* din aceeaşi figură.

Cu ajutorul parametrilor obţinuţi din curbele figurii 5, s-au putut trasa diagramele din fig. 6, care ne dau vitezele de extracţie optime în

funcție de adîncimea puțului, pentru debitul constant de util $Q = 400\,000$ tone/an și extracție cu colivii cu două poduri, în cele două ipoteze :

— cînd faza de încetinire este frînată, diagrama 1, și

— cînd faza de încetinire este motrice, diagrama 2.

Din examinarea acestor diagrame se pot trage următoarele concluzii :

1. Consumul de energie de la rețea pro cursă este funcție de viteza de extracție și are o anumită valoare minimă.

2. Consumul de energie de la rețea pro cursă este foarte mare și variază foarte repede în zona vitezelor de extracție mici.

3. Același consum este mult mai redus și variază mult mai încet în zona vitezelor de extracție mari.

4. Vitezele de extracție optime diferă pentru aceeași instalație după cum faza de încetinire este motrice sau frînată, fiind mai economice instalațiile care funcționează cu faza de încetinire motrice.

5. Consumul de energie de la rețea pro cursă nu depinde de suma maselor reduse, în cazul funcționării instalației cu faza de încetinire motrice.

Bibliografie

1] Kiselev V. I.: *Determinarea sarcinii utile optime a unui schip basculant*, Tvetnîe metall, (1939), nr. 7.

2] Elancik G. M.: *Instalații de extracție miniere*, Gostoptehizdat, 1941.

3] Bohn D.: *Untersuchungen über die günstigsten Werte für Nutzlast und Geschwindigkeit bei elektrischen Schacht forderanlagen*, Bergbauwissenschaften, noiembrie (1958), pag. 345/56.

CZ. 622.34.

Considerații cu privire la problema valorificării complexe a piritelor și minereurilor piritoase

Ing. PETRU VLAD, cand. șt. tehn. ing. AUREL JUDE și ing. GABRIEL F. POPESCU

1. Considerații generale

În țara noastră, concentratele de pirită flotată se utilizează, în general, pentru producerea bioxidului de sulf necesar fabricării acidului sulfuric și în industria hîrtiei. Singurul element valorificat sistematic din pirită, pînă în prezent, este sulful ; în mod sporadic, și în cantități relativ mici, cenușile de pirită se utilizează în siderurgie pentru producerea fontei și a oțelului.

După conținutul de metale neferoase și sulf, cenușile de pirită nu corespund cerințelor siderurgiei, întrucît conținutul cuprului și mai ales al zincului este mai mare de 0,1%, iar sulful depășește conținutul admisibil de 0,3%. Chiar dacă siderurgia nu ar impune aceste condiții, nu mai poate fi admisibilă trecerea în oțel a metalelor neferoase, prețioase și rare, respectiv pierderea lor, fără posibilități de recuperare ulterioară.

De aici rezultă necesitatea de a organiza o asemenea prelucrare a piritelor și a cenușilor piritoase, care să permită extragerea separată a metalelor neferoase, prețioase și rare și obținerea unor cenuși cu impurități de Pb, Cu, Zn și S sub limitele admise de siderurgie. Aceasta înseamnă a realiza o prelucrare complexă a cenușilor piritoase, prin diferite metode, urmărind separarea succesivă a metalelor conținute.

Un asemenea procedeu, aplicat pe scară mare în R.F.G. la combinatul Duisburg, constă din prăjirea clorurantă cu sare (NaCl) a cenușilor de pirită la o temperatură de 560—600°C, urmată de tratarea hidrometalurgică, de separarea metalelor din soluție, de uscarea și de aglomerarea rămășițelor feroase în vederea utilizării lor în siderurgie (procedeul DKH).

Un alt procedeu care a fost aplicat în Finlanda, la uzinele Vouksenniska AB, constă în prelucrarea cenușilor la o temperatură mult mai înaltă (1000—1200°C), cu volatilizarea clorurilor metalelor neferoase, prețioase și rare. Din cloruri, metalele se extrag prin metoda hidrometalurgică. Dacă înainte de prăjire cenușile se supun aglomerării, în același timp cu volatilizarea clorurilor se obține și un produs acceptabil în siderurgie pentru încărcarea directă în cuptoare înalte sau în cuptoare Martin (procedeul IMATRA).

Pînă în prezent, în literatura de specialitate nu au apărut date comparative asupra eficienței tehnico-economice a celor două procedee. Se pare totuși că primul procedeu dă rezultate satisfăcătoare la nivelul actual al tehnicii și se preconizează aplicarea lui în mai multe țări.

Pentru țara noastră, prelucrarea complexă a cenușilor de pirită prezintă o importanță economică deosebită, avînd în vedere următoarele :

a) Pe lîngă fabricile de acid sulfuric și de hîrtie s-au acumulat pînă în prezent halde mari de cenuși piritoase, care ar putea fi prelucrate — paralel cu pirita rezultată din producția curentă. Prelucrarea cenușilor din aceste halde oferă noi posibilități pentru dezvoltarea și sistematizarea fabricilor respective, suprafețele de depozitare devin cu timpul, eventual, suprafețe productive.

Stocurile existente și producția de pirită preconizată în viitor pot servi ca bază pentru proiectarea unui combinat de prelucrare a cenușilor piritoase.

b) Producția de pirită flotată va crește pînă în anul 1965, de pildă, numai în bazinul Baia Mare, de peste trei ori, așa încît la sfîrșitul anului 1965 numai cenușile provenite din această regiune ar putea servi ca materii prime pentru o uzină de capacitate mijlocie (0,5 milioane t/an).

c) Cenușile piritoase, mai ales cele rezultate din pirita flotată din minereuri complexe și cuprifere, au conținuturi relativ ridicate de plumb, cupru, zinc, aur, argint și metale rare. Prin prelucrarea acestor cenuși se vor obține în plus cantități apreciabile de metale neferoase, prețioase și rare.

Luînd în considerare extracțiile realizate în străinătate, precum și conținutul în metale al cenușilor rezultate din pirita flotată în flotațiile din bazinul minier Baia Mare, la prelucrarea acestora se vor produce, dacă ținem seama numai de aur, argint, plumb, cupru și zinc, metale în valoare de mai multe milioane lei.

Recuperarea metalelor neferoase, prețioase și rare din cenușile de pirită, pe lîngă faptul că permite creșterea producției acestor metale, duce la mărirea eficienței economice a investițiilor în minele de minereuri neferoase și totodată la creșterea rentabilității acestui sector.

d) Cenușile de pirită au de obicei un conținut de 40—50% fier și uneori chiar peste 50%. Scopul principal urmărit prin prelucrarea cenușilor piritoase este purificarea acestora de metale neferoase și sulf și transformarea lor într-un minereu de fier, într-o sursă de materie primă pentru siderurgie. Din punct de vedere al conținutului de fier, dacă asimilăm cenușile de pirită cu un minereu de fier, acestea se situează în clasa minereurilor bogate, a căror prelucrare (topire) este avantajoasă din punct de vedere economic. Pe lîngă aceasta, înlocuirea unei părți din minereul de fier cu cenuși piritoase va reduce investițiile aferente producerii unei cantități de minereu din care să rezulte aceeași producție de fier ca și din cenuși. Prelucrarea cenușilor piritoase ar contribui la creșterea bazei de materie primă indigenă necesară siderurgiei, precum și la reducerea importului de minereu de fier.

e) Prelucrarea complexă a cenușilor de pirită în țara noastră oferă noi posibilități pentru valorificarea unor zăcăminte de metale neferoase foarte bogate în pirite (ca cele din cristalinul Carpaților Orientali), care în prezent nu pot fi valorificate satisfăcător numai prin procedeul flotației. Într-adevăr, dată fiind masa mare de pirită, chiar dacă trecerile procentuale de metal în pirită se încadrează în limitele practice ale flotațiilor, totuși volumul metalelor ce se pierd este apreciabil în raport cu cel care se recuperează. Se pare că tocmai astfel de zăcăminte, prin volumul însemnat de rezerve ce-l prezintă, vor constitui baza dezvoltării în viitorul apropiat a sectorului de metale neferoase (iar în cazul prelucrării complexe a cenușilor piritoase chiar o bază de materie primă a siderurgiei).

2. Liniile de cercetare a problemei

În legătură cu căile de cercetare pentru valorificarea mai bună a minereurilor piritoase se pun o serie de probleme cum sînt :

— dacă flotarea diferențială a lor este indicată sau nu, avînd în vedere rezultatele încercărilor ;

— dacă sterilul s-ar putea elimina din aceste minereuri prin metode hidrogravimetrice (zețaj sau medii dense) obținîndu-se un concentrat colectiv bogat în sulf, la o granulație de 1—5 mm, prăjirea lui în pat fluidizat și apoi extragerea metalelor neferoase din cenuși ;

— dacă cenușile rezultate din prăjirea acestor minereuri pot îmbunătăți prelucrarea restului de cenuși rezultate din pirite flotate etc.

Pentru a ne putea orienta asupra liniilor de cercetare de urmat în viitor, trebuie să cunoaștem, în primul rînd, caracteristicile fizico-chimice ale cenușilor piritoase de care depinde modul lor de comportare în tratamentul ulterior și modul cum pot fi modificate aceste caracteristici, în scopul adaptării celui mai economic flux tehnologic.

Comparînd cenușile din țara noastră cu cele din alte țări, în special cu cele din U.R.S.S., se observă următoarele :

1. Cenușile piritoase din țara noastră au o granulație mai fină decît cele din alte țări, ceea ce îngreunează și lungește durata procesului de percolare. Zăcămintele noi de tipul celor amintite, ce se vor pune în exploatare, prezintă un minereu cu concreșteri fine ale mineralelor utile, care pentru a putea fi flotat necesită o măcinare înaintată (85—90%

trecere pe sita de 200 ochiuri/țol), rezultînd, pe lîngă celelalte produse, și o pirită cu granulație fină, ce nu se pretează percolării. Din punct de vedere al granulației, ar apărea justificată, așadar, alegerea procedeului de prelucrare prin prăjire cu volatilizarea clorurilor metalelor neferoase, care nu impune condiții de granulație similare percolării, deoarece materialul se aglomerează în prealabil.

2. Conținuturile în metale neferoase ale cenușilor piritoase din țara noastră sînt, în general, superioare cenușilor din alte țări. Astfel, față de cenușile cu care s-au efectuat încercări în U.R.S.S. (după Zaberejnîi și colaboratorii, revista Tvetnîie Metalî nr. 3/1960), cenușile noastre au conținuturi în Cu și Zn de două ori mai mari și conțin în plus Pb în cantități recuperabile, precum și As și Bi.

Conținutul de cupru în piritele rezultate din flotarea majorității minereurilor cuprifere din țara noastră ajunge uneori la 0,4—0,6%, față de 0,1—0,3% cît este conținutul în cupru al piritelor rezultate din flotarea minereurilor complexe. Pe lîngă acestea, conținutul de metale prețioase (aur și argint) prezintă de asemenea un interes economic.

În ce privește conținuturile de metale rare (Ge, In, Se, Te etc.), acestea nu sînt încă suficient studiate și cunoscute pînă în prezent. Analizele informative indică în unele dintre aceste metale conținuturi care pot prezenta un interes economic.

Avînd în vedere deosebirile de granulație și de conținuturi ale cenușilor piritoase din R.P.R., vom analiza în cele de mai jos căile posibile de urmat în vederea valorificării lor.

a) Pentru alegerea liniei de cercetare impuse de granulometria cenușilor piritoase, sînt necesare o serie de încercări preliminare. Astfel, se poate face o clasare a cenușilor în două sorturi : un sort de material grob care se poate percola, și un alt sort de material fin, care să se poată trata hidrometalurgic prin agitare sau se supune unei prăjiri cu volatilizare. În felul acesta, se evită prelucrarea prin agitare a unei cantități mari de material, ceea ce ar scumpi mult costul instalației, cît și al prelucrării.

Totodată, apare ca absolut necesară stabilirea conținutului de metale pe clase granulometrice pentru cenușile provenite din diferite minereuri (minereuri aurifere, minereuri cuproase, minereuri complexe etc.), aceasta putînd fi de un real folos pentru alcătuirea unor amestecuri convenabile.

O altă cale de urmat ar fi amestecarea cenușilor fine rezultate din piritele flotate cu alte cenuși mai grobe, ce s-ar obține prin prelucrarea minereurilor piritoase, din zăcămintele noi. Astfel de zăcăminte de metale neferoase au un conținut ridicat în sulf. Masa mare a minereului este constituită din pirită cu care sînt concrescute celelalte sulfuri, precum și ganga. Deci aceste minereuri se aseamănă cu un concentrat colectiv, în care predomină pirita. Avînd în vedere cele de mai sus, trebuie lămurită problema dacă după sfărîmarea minereului la dimensiunile 1—5 mm nu s-ar putea aplica o separare prin zețaj sau prelucrare în medii dense, urmată de prăjirea în pat fluidizat a concentratului, iar cenușile obținute la granulația amintită să fie amestecate cu cenuși mai fine provenite din pirita flotată.

În felul acesta s-ar putea obține un amestec cu granulația corespunzătoare pentru tratamentul prin percolare, însă conținuturile de metale neferoase ale amestecurilor vor fi ceva mai ridicate.

În ultima analiză, un amestec de o compoziție granulometrică mai grobă care să se preteze percolării se poate obține și prin amestecuri de cenuși fine cu un material grob inert sau cu cenuși grobe deja percolate. Este interesant de lămurit pînă la ce raporturi de dozare se poate face în acest fel o prelucrare acceptabilă din punct de vedere economic. În ipoteza utilizării unui material grob inert, este necesară și flotarea șlamurilor de fier.

Din cele de mai sus rezultă că compoziția granulometrică a cenușilor poate fi modificată favorabil prin aplicarea procedeelor de preparare mecanică a minereurilor combinate cu procedeele de prăjire și constituirea unor amestecuri adecvate tratamentului hidrometalurgic.

b) În ceea ce privește conținuturile în metale ale piritelor, trebuie să spunem că acestea diferă după sorturile de minereu (aurifer, cuprifer și complex) ; chiar și în cadrul aceluiași sort de minereu conținuturile diferă de la un zăcămînt la altul. Această diferențiere din punct de vedere al conținuturilor face să apară necesitatea lămuririi unor probleme în legătură cu :

— obținerea unor cenuși pe sorturi și a tratării adecvate a fiecărui sort ;

— obținerea unui amestec de cenuși în proporția cu care intervine fiecare sort din producția curentă, amestec pentru care să se găsească o prelucrare adecvată.

Totodată, în cazul tratamentului prin percolare, necesitatea formării unui amestec cu compoziție granulometrică corespunzătoare trebuie corelată cu amestecul sorturilor de compoziție chimică diferită.

Pentru rezolvarea acestor probleme sînt necesare o serie de încercări în laborator, pe baza cărora se va putea lua hotărîrea în ce privește calea de urmat.

Se pare că prelucrarea unui amestec cu o compoziție medie stabilită este mai avantajoasă față de prelucrarea pe sorturi, atît din punct de vedere tehnologic (o singură rețetă, un singur flux în aceeași instalație etc.), cît și din punct de vedere economic (investiții, preț de cost).

Conținuturile mai ridicate de metale neferoase și prețioase ale piritelor din țara noastră, față de cele din străinătate, vor avea probabil influență în primul rînd asupra duratei diferitelor faze ale procesului tehnologic. Durata unor faze ale procesului tehnologic va fi mai mare decît pentru piritele din alte țări. De asemenea, sînt necesare unele faze în plus pentru recuperarea plumbului, arsenului și altor metale pe care acestea le conțin în plus față de unele pirite din alte țări.

Avînd în vedere conținuturile mai ridicate de metale neferoase și prețioase ale piritelor noastre, chiar și în cazul că va fi necesar un flux tehnologic de prelucrare al cenușilor mai complex decît în alte țări, este posibil ca valorificarea acestora să fie mult mai rentabilă.

3. Rezultatele cercetărilor pentru valorificarea zăcămintelor de metale neferoase fin dispersate în minereuri piritoase

După cum s-a arătat, problema valorificării cenușilor de pirită este în strînsă legătură cu valorificarea unor zăcăminte de metale neferoase foarte bogate în pirită, în masa cărora sînt fin dispersate sulfurile acestor metale : galena, blenda și calcopirita. Rezerve importante în minereuri de acest tip se găsesc în unele zăcăminte din Carpații Orientali. Încercări de preparare mecanică pe unele probe de astfel de minereuri s-au efectuat mai cu seamă începînd din anul 1956, în vederea stabilirii unei soluții optime. Din încercările efectuate pînă în prezent de către ICECHIM, ICEMIN, sectorul de cercetări miniere al Trustului minier Baia Mare etc. rezultă că minereul prezintă o serie de dificultăți la preparare din cauza concreșterii intime a mineralelor, a dimensiunilor reduse ale acestora și a flotabilității ridicate a piritei.

În anul 1960 au fost efectuate încercări în laborator în legătură cu flotarea stadială a unui astfel de minereu, avînd ca steril o pirită cu 36—38% sulf, care, supusă flotării, se îmbogățește pînă la 48% sulf.

Din aceste încercări rezultă că pierderile de metale prin flotație ar fi însemnate, iar costul acestei operații la o măcinare pînă la 98% (trecere prin site cu 200 ochiuri/țol) efectuată în 3 stadii ar fi foarte ridicat.

Se pare că ar fi mai indicată, în cazul acestor minereuri, concentrarea, chiar cu extracții mici, a Pb și Zn în concentrate de calități mai bune, care să fie tratate pirometalurgic, iar concentratul piritos avînd conținuturi de Pb și Zn mai ridicate să fie tratat hidrometalurgic, după o prealabilă prăjire. De asemenea, prezintă interes și concentrarea în extracții mari a plumbului și zincului într-un concentrat colectiv, care să urmeze un proces metalurgic adecvat, iar concentratul piritos, avînd conținuturi reduse de Pb și Zn, să se prelucreze hidrometalurgic, după prăjire.

4. Prelucrarea hidrometalurgică complexă a cenușilor piritoase după procedeul Vouksenniska Ghintvetmet

După cum am arătat, se pare că se deschid perspective tehnico-economice interesante pentru procedeele de valorificare complexă pe cale hidrometalurgică a cenușilor provenite din pirite flotate sau chiar din minereuri piritoase bogate.

În ultimul timp au apărut în literatura de specialitate străină date despre aplicarea unui procedeu hidrometalurgic la uzina Vouksenniska din Finlanda, bazat pe tratarea la temperaturi de peste 1000°C a cenușilor, cu volatilizarea clorurilor metalelor neferoase și rare, a căror cantitate nu depășește 5—6% din greutatea materialului prelucrat. Această metodă a făcut obiectul unor studii amănunțite, întreprinse de către institutul sovietic de specialitate Ghintvetmet. Considerăm util a expune sumar căile adoptate în studiile respective și rezultatele obținute pe baza materialului publicat de Zaberejnîi, Rafalovici și Fominîh în revista Tvetnîie Metallî nr. 3/1960.

Cercetările s-au făcut pe probe de cenuși rezultate din prelucrarea concentratelor piritoase, al căror conținut mediu era următorul (în %) :

Cu (total)	0,35 — 0,46
$CuSO_4$	0,08 — 0,1
Zn	0,35 — 0,45
Pb	0,03 — 0,05
S (total)	3,6 — 6,3
SO_4	0.3 — 0,38
Co	0,023 — 0,025
Fe	47,18 — 51,7
As	0,2
W	0,003
Sn	0,06
SiO_2	18,2 — 22,0
Al	2,3
CaO	0,2 — 0,5
MgO	0,5 — 0,57
Au	1,4 — 2,4 g/t
Ag	12,0 — 20,0 g/t

Din cercetările petrografice a rezultat că masa principală a cenușilor piritoase este

reprezentată de hematit şi resturi de pirită, marcasită (în jur de 10%), calcopirită, sfalerit, toate produsele sulfuroase avînd în jurul lor o pojghiţă foarte fină de oxizi de fier.

Cercetările s-au făcut atît pe material fin (28—30% clasa + 0,15 mm şi 36% clasa — 0,047 mm), cît şi pe material grob (51,6% clasa + 0,15 mm şi 21% clasa — 0,047 mm).

Încercările iniţiale au avut loc în cuptoare electrice (cuptoare cu camere şi tubulare cu încălzire exterioară), cu material în formă de praf sau presat. Drept materiale clorurante s-au folosit clorură de sodiu, adăugată în stare solidă sau sub formă de soluţie, clorură de calciu şi carnalit. Cantitatea de sare adăugată la cenuşi a variat între 8 şi 10%, clorura de calciu între 6 şi 8%, temperatura a variat între 1000 şi 1250°, durata experienţei fiind de 1—2,5 ore. În a doua grupă de experienţe s-au făcut adaosuri de pirită la cenuşa care conţinea 3,64% S (faţă de 6,32% din prima grupă), şi ca rezultat conţinutul în sulf s-a ridicat pînă la 5,5—6%.

S-a observat că în cazul cenuşilor cu granulaţia grobă, clasa + 1 mm şi trecerea prin sită pînă la — 1 mm s-au îmbunătăţit simţitor rezultatele.

Sulful rămas după volatilizarea clorurilor (15—20% din conţinutul iniţial) se află în resturi sub formă de sulfat.

Operaţia principală — formarea clorurilor de metale neferoase şi îndepărtarea lor din material sub formă de substanţă volatilă — are loc în cuptor, care este agregatul principal al procesului tehnologic. Pentru prelucrarea cenuşilor piritoase prin volatilizarea clorurilor în condiţii industriale, se pot folosi trei agregate : cuptor rotativ tubular, maşină de aglomerare în formă de transportor sau cuptor cu cuvă mecanizat. Dintre acestea, cuptorul cu cuvă prezintă în exploatare cele mai importante avantaje tehnico-economice, respectiv productivitate mare şi consum specific de combustibil scăzut.

În institutul Ghintvetmet, lucrările de laborator au avut loc într-un cuptor cu cuvă cu diametru interior de 160 mm şi cu o productivitate de 120 kg/h. Părţile principale ale instalaţiei sînt : cuptorul, ciclonul şi două instalaţii de barbotare legate în serie. Tirajul este asigurat de către două ventilatoare în serie, iar pentru producerea aerului s-au folosit trei compresoare mobile. La cuptorul experimental s-a prevăzut ca încărcarea şi descărcarea să se facă mecanizat, iar materialul prăjit a fost trecut printr-un răcitor cu apă în prealabil amenajat. Încălzirea s-a făcut cu gaz (puterea calorifică 8400 kcal/m³), sau cu amestec de propan-butan, cu puterea calorifică 22—23 000 kcal/m³.

La început cuptorul nu a avut preîncălzitoare şi arderea materialului a avut loc nemijlocit în cuptor (aşa cum se practică în cuptoarele de ardere a varului). În acest caz, cuptorul a fost foarte etanş şi pierderile de căldură minimale.

S-a experimentat conducerea separată a gazului şi a aerului în cuptor şi de asemenea conducerea amestecului pregătit în două arzătoare (de tip tubular), dispuse diametral în partea inferioară a cuptorului. Prin aceasta nu s-a reuşit să se asigure o temperatură uniformă în secţiunea cuptorului şi în plus atmosfera în unele sectoare din interiorul cuptorului a fost oxidantă, iar în altele reducătoare, fapt care este complet contraindicat pentru acest proces. Ca rezultat, s-a observat că se formează lipituri ale materialului pe pereţii cuptorului, determinînd uzura intensivă a căptuşelii. În scopul îndepărtării acestui neajuns, sub cuptor s-a aşezat un focar (antifocar) cu două camere şi două arzătoare. Această măsură a permis înlăturarea sinterizării materialului, atingînd temperatura de 1100—1150° în zona arzătoarelor şi s-a asigurat o compoziţie oxidantă a gazelor. De aceea a fost nevoie ca temperatura aerului să fie ridicată la 300—380° în încălzitorul electric, aşezat pe traseul aerului între compresoare şi arzătoarele cuptorului. În prezenţa unor focare speciale se pot dirija temperatura şi compoziţia gazelor de ieşire.

Într-un cuptor cu cuvă mecanizat s-au făcut 9 experienţe, unde supraîncălzirea se asigura cu gaz, iar în perioada de bază experienţele au avut loc cu amestec de propan-butan şi aer fierbinte. Materialul a conţinut 8% $CaCl_2$ şi 1,5% bentonită şi a avut granulaţia de 8—12 mm. În experienţele de bilanţ înălţimea stratului a fost de 550 mm, iar timpul de menţinere a materialului în cuptor a fost de 1 oră şi 40 minute.

Sursa bibliografică citată precizează că procesul de prelucrare a cenuşilor piritoase în condiţii de laborator permite ca în timpul unei singure operaţii de prăjire să se obţină un material care, după proprietăţile mecanice şi componenţa chimică, să fie potrivit pentru prelucrarea în cuptoare înalte (siderurgie), permiţînd să se volatilizeze, sub formă de cloruri, metalele neferoase.

Prin această metodă de prelucrare se asigură extragerea din cenuşile piritoase în volatile a 79% din Cu, 75% din Zn, 78% din Au şi 68% din Ag.

Rămăşiţa fieroasă în bucăţi prăjite, care constituie 90% din greutatea bucăţilor iniţiale, conţine 0,08% Cu, 0,08% Zn, 0,15% S, 45% Fe, 5,5 g/t Ag şi 0,35 g/t Au.

5. Concluzii

Aplicarea prelucrării complexe a cenușilor piritoase în țara noastră va avea o mare însemnătate pentru economia națională, și anume :

a) va contribui la creșterea producției de metale neferoase, prețioase și rare ;

b) va completa baza materială a producției de fier ;

c) va oferi posibilitatea valorificării în mod economic și rațional a zăcămintelor de metale neferoase fin dispersate în pirită.

Aceasta este justificat pe deplin din punct de vedere economic, avînd în vedere conținuturile mai ridicate de metale neferoase și prețioase, față de conținuturile piritelor care se prelucrează în alte țări.

Caracteristicile fizico-chimice ale cenușilor nu sînt o piedică de neînlăturat pentru prelucrarea lor, deoarece, așa cum am arătat, pentru granulometrie sînt posibilități multiple de a o modifica prin combinarea metodelor de preparare mecanică cu cele metalurgice, iar conținuturile mai ridicate și diferite de metale pe sorturi de pirită oferă avantaje economice, recuperîndu-se cantități mai mari de metale. De altfel, se poate obține un material omogen din punct de vedere al conținuturilor, prin pregătirea unui amestec convenabil.

Întrepătrunderea și înlănțuirea strînsă a metodelor de preparare mecanică cu cele chimico-metalurgice reclamă o organizare și profilare corespunzătoare a sectorului de metale neferoase.

În cazul aplicării prelucrării complexe a cenușilor piritoase și a procedeului de extracție a plumbului și a zincului din concentrate colective, se va schimba întregul aspect, nu numai al metalurgiei neferoase, ci și al preparării mecanice a minereurilor.

CZ. 622.34.03

Observații asupra metalogenezei și zonalității în provinciile metalogenetice ale Carpaților Orientali și Baia Mare

Prof. ing. M. SOCOLESCU

Lucrările geologice executate de TEMN în ultimul timp au condus la descoperirea unor importante rezerve de minereuri sulfuroase în Carpații Orientali și provincia Baia Mare și au permis în același timp colectarea unui bogat material de observație, privind cunoașterea zăcămintelor.

Aceste rezultate s-au putut obține datorită condițiilor create de partid și guvern, precum și pe baza metodologiei noi de lucru, adoptate după cea utilizată în Uniunea Sovietică.

Concluziile obținute vor permite să facem un pas mai departe în ceea ce privește prospecțiunea și explorarea, pe de o parte, prin stabilirea caracterelor esențiale ale zăcămintelor din regiunea metalogenetică respectivă, iar pe de altă parte prin stabilirea ipotezelor asupra răspîndirii și extinderii mineralizațiilor necunoscute la suprafață, pe baza cărora să se poată urmări obiective noi.

Lucrările geologice trebuie conduse spre obiectivele noi, în lumina concluziilor obținute din lucrările anterioare. Ele trebuie să evite în mare măsură sistemul de urmărire a extinderii din aproape în aproape, întrucît acest sistem, deși este mai simplu și dă rezultate sigure, produce mai devreme sau mai tîrziu, o stagnare a explorării și în multe cazuri necesită lucrări suplimentare, nu întotdeauna suficient de raționale, cu scopul de a rezolva problema în ansamblu.

În cele ce urmează se vor arăta pe scurt caracterele generale și esențiale ale zăcămintelor din provinciile metalogenetice ale Carpaților Orientali și Baia Mare cu scopul de a scoate observațiile necesare îmbunătățirii, în viitor, a metodologiei lucrărilor geologice și stabilirii planului de cercetări pe baze perfecționate.

Provincia Carpaților Orientali

Constituție și distribuție

Mineralizația este formată dintr-o impregnație de sulfuri complexe bogate în pirită sub formă de benzi mai mult sau mai puțin continui în anumite strate din șisturile cristaline de epizonă. Uneori impregnația este foarte intensă, trecînd la minereu compact cu grosimi variabile în jur de 3 m. Mineralizația este de cele mai multe ori paralelă cu șistuozitatea, astfel că pare interstratificată. În complexul

şisturilor cristaline, zonele de mineralizaţie se găsesc în apropierea şisturilor grafitoase, cuprinsă în şisturi cu clorit sau şisturi cu sericit şi mai totdeauna în vecinătatea aşa-numitelor roci porfirogene masive.

Mineralizaţia este mai bogată în vecinătatea unor anumite centre caracterizate prin: îngroşări importante; minereuri mai bogate în metale diferite şi minerale metalice diferite; prezenţa unui sistem de lentile paralele într-un pachet gros; o exuberanţă de feldspaţi potasici şi de sericit; o dezvoltare deosebită a aşa-numitelor roci porfirogene; o tectonică mai complicată reprezentată în special printr-un sistem complicat de fracturi, frămîntări, laminări şi îngrămădiri, în special a şisturilor grafitoase; şi, în fine, prezenţa apofizelor de lamprofire sau alte roci eruptive, adesea cu caracter mai mult sau mai puţin alcalin.

Minerale metalifere

Studiul mineralogic executat în cadrul TEMN, a ajuns la unele concluzii interesante privind succesiunea punerii în loc a minerului.

Galena este printre ultimele minerale care cimentează fisurile sau corodează pirita. Adesea prezintă concreşteri cu blenda şi calcopirita în zona periferică a vinişoarelor de cuarţ sau chiar umple golurile dintre cristalele de cuarţ.

In minereurile complexe poate să constituie benzi de îmbogăţire în galenă groase de cîţiva centimetri, recunoscute printr-o frecvenţă uniformă de cristale de galenă de mai multe zecimi de mm. Conţinutul de Pb pe aceste benzi poate depăşi 10%. In anumite puncte s-au întîlnit impregnaţii de cristale de galenă sub 1 mm, în cuarţite cu sericit, neînsoţite de pirită sau blendă. Cu totul excepţional s-a întîlnit galena cristalizată cu calcopirită lîngă ochiuri mari de cuarţ.

Blenda apare în general în parageneză cu calcopirita şi cuarţul şi este reprezentată prin varietatea galbenă brună, săracă în fier. Se găseşte distribuită destul de uniform în minereul complex, în concreştere cu calcopirita şi cuarţul, umplînd spaţiile dintre cristalele de pirită sau mispichel. Plajele de blendă, în mod excepţional depăşesc diametrul de 1 mm. In mod frecvent apar incluziuni foarte mici de blendă în cuarţ, calcopirită sau pirită. Amintim de asemenea structurile de desamestec în care plajele de blendă poartă sistemul de incluziuni micronice de calcopirită. Uneori în minereul complex, blenda este mai frecventă pe anumite benzi (groase de mai mulţi centimetri), în care conţinutul de Zn poate atinge mai multe procente.

Calcopirita se întîlneşte aproape în toate minereurile, mai totdeauna în parageneză cu cuarţul, foarte adesea şi cu blenda şi mai rar formînd incluziuni mici în pirită, blendă sau mispichel. De obicei apare în plaje alungite pe zone de cataclază, cimentînd resturile cristalelor de pirită corodată şi trecînd uneori la vinişoare de cuarţ cu calcopirită. Plajele de calcopirită pot ajunge la dimensiuni de mai mulţi centimetri sau chiar benzi lungi de mai mulţi metri. In afară de structurile concordante se poate aminti prezenţa calcopiritei sub formă de umpluturi continue pe crăpături diagonale la benzile de minereu.

Mispichelul constituie deobicei o fază mai veche întrucît crăpăturile din cristale au fost umplute de calcopirita cu cuarţ şi blendă. Se găseşte în mod frecvent în minereul complex, uneori formînd agregate de cristale de peste 1 cm. Pe anumite zone, minereul complex conţine cîteva procente de arsen. In celelalte tipuri de minereu, mispichelul apare numai în mod sporadic. In general agregatele de cristale idioforme de mispichel sînt concrescute pe cristalele de pirită.

Pirita reprezintă sulfura de bază a minereului, imprimîndu-i caracterul piritos. In general, a suferit o cataclazare avansată, coroziuni şi cimentări cu neominerale, astfel că parageneza ei este greu de stabilit. Cristalele răzleţe prinse în şisturi nu prea dure sînt deobicei idioforme în jur de 1 mm.

In agregate se disting în primul rînd cristalele mai mari cu dimensiuni milimetrice cu contur rotunjit prin sfărîmare şi coroziune şi apoi sfărîmături de cristale de pirită prinse în structuri viniforme ale cuarţului. Majoritatea sfărîmăturilor îşi păstrează forma colţurată şi adesea cristalele de pirită sînt desfăcute pe fisuri de către vinişoarele de cuarţ. Uneori pirita formează vinişoare fine în crăpăturile cristalelor de feldspat sau cuarţ.

Pirotina se întîlneşte frecvent în anumite mineralizaţii în parageneză cu calcopirita, blenda şi cuarţul. In zonele cu pirotină, pirita este deobicei mai rară sau lipseşte. Pirotina formează plaje extinse în concreştere cu cuarţul formînd agregate complexe de mai multe zeci de centimetri. Uneori pirotina formează incluziuni alotriomorfe în plajele de calcopirită.

Alte minerale metalifere. In ordinea importanţei amintim:

Tetraedritul şi *tenantitul* sub formă de grăunţe de cca. 0,1 mm diseminate în general în masa minereului complex, frecvent asociat cu calcopirita şi blenda, constituie probabil principalul mineral de argint.

Marcasita sub formă de agregate fibroase, asociată cu pirotina, pirita şi mai rar cu calcopirita; *bournonitul* sub formă de plaje mici separate în calcopirită; *magnetita* sub formă de incluziuni neregulate în pirită şi calcopirită; *bismutina* în cristale fine prismatice, asociată cu blenda şi calcopirita; *molibdenita,* în grăunţe fine, asociată cu minereul compact

complex şi, în fine, *aurul* sub formă de grăunţe alungite de 0,01—0,02 mm, în bournonit sau calcopirită.

Roca gazdă

Întrucît minereul apare sub formă de impregnaţie, separaţia dintre roca gazdă şi gangă nu se poate face în mod cert. Această operaţie devine chiar imposibilă prin faptul că în timpul punerii în loc a mineralizaţiei, roca gazdă a suferit transformări intense de tipul celor ce produc metamorfismul.

Ca rocă gazdă pot fi considerate anumite pachete de roci bogate în clorit, în sericit sau roci grafitoase, cuprinse între bancuri groase de aşa-numitele roci porfirogene sau bancuri de amfibolite. Forma cea mai simplă constă dintr-un strat de şisturi grafitoase la culcuş, acoperit de un strat de şisturi cu clorit, iar la coperiş un strat de şisturi cu sericit.

În general, rocile sînt dispuse în benzi de formă mai mult sau mai puţin lenticulară şi prezintă mai multe alternanţe de şisturi cu clorit, cu sericit, şisturi cu clorit şi sericit, şisturi grafitoase şi chiar bancuri subţiri de aşa numitele roci porfirogene. Constituţia şi structura rocilor este foarte variată, prezentînd treceri gradate între ele. Apar frecvente faciesuri de trecere de la şisturile grafitoase la şisturile cu clorit şi chiar şisturile cu sericit.

Şisturile cu sericit au caracter cuarţitic şi sînt formate adesea din strate milimetrice de cuarţ, alternînd cu strate mai subţiri de sericit, însă uneori se întîlnesc şisturi în care predomină sericitul. În mod analog şisturile cu clorit de obicei sînt foarte bogate în cuarţ şi conţin adesea ochiuri mari, vine sau concreşteri de cuarţ alburiu.

Şistul grafitos îşi menţine adesea caracterul argilos, grafitul reprezentînd pigmentul în grăunţe foarte fine interstratificate. Sub această formă este plastic, se umflă în contact cu apa şi se debitează în lentile mici, adesea în formă de solzi, separate prin suprafeţe de alunecare. În anumite zone poate să fie invadat de numeroase vinişoare subţiri de cuarţ alb, formînd reţele dese, sau chiar silicifieri parţiale.

Pigmentul poate suferi concentrări pe clivaje sau în jurul strătuleţelor de cuarţ. Foarte frecvent se întîlnesc şisturi grafitoase cu clorit, cu sericit sau caolinizate.

În vecinătatea şisturilor grafitoase uneori se găseşte un strat de calcar cristalin sau lentile de calcar. Acest calcar apare adesea milonitizat, recristalizat sau intens metamorfozat prin formare de clorit, diopsid, în special în zona lui de trecere la un strat destul de continuu de un tip de amfibolit cu piroxeni şi actinot. În anumite puncte calcarul a suferit o skarneificare prin formare de granaţi (grosulár) şi vezuvian.

Rocile porfirogene sînt distinse de obicei prin masivitatea lor şi prezintă adesea o trecere treptată la şistul cu sericit sau şistul cu clorit. Faţă de structura grano-lepido-blastică, aşa numitele roci porfirogene se disting prin bogăţia în porfiroblaste de cuarţ (pînă la 80%) şi feldspat (pînă la 15%). Porfiroblastele de feldspat sînt adesea destul de numeroase în şisturile cu sericit, şisturile cu clorit şi chiar şisturile grafitoase, aşa-numitele roci porfirogene deosebindu-se de acestea din urmă numai prin conţinutul aproape exclusiv din cuarţ.

Structurile cu feldspat sînt separate iniţial sub această formă cu scopul considerării numai a faptelor de observaţie. Aceste structuri se întîlnesc în vecinătatea minereului (Burloaia) sau chiar în minereu (Leşul Ursului-Crucea) şi constau din vine sau lentile de cuarţ concrescut cu feldspat groase de cîţiva centimetri. În jurul vinelor sau lentilelor de tipul pegmatitei, roca este adesea foarte bogată în sericit şi cuarţ şi poartă zone presărate de numeroase cristale de feldspat de dimensiuni variabile de la 1 mm pînă la 2 cm. În vecinătatea acestor structuri frecvenţa cristalelor de feldspat în şistul cu sericit, şistul cu clorit şi chiar în minereu este mare. În minereu apar în plus anumite ochiuri cu caolin ce poate fi atribuit alteraţiei feldspatului.

Toate cristalele de feldspat de neoformaţie cercetate la TEMN arată ortoză cu unghiul axelor optice de peste 30°. Cristalele de ortoză de neoformaţie în general sînt nemaclate sau prezintă macla de Karlsbad; conturul lor indică concreştere prin corodarea microlitelor sau cristalelor de cuarţ.

Pentru completarea tabloului menţionăm rocile lamprofirice (diabaze, camptonite, monchiquite, kersantite, vogesite etc.), constituind apofize sau filoane în zona zăcămintelor din Carpaţii Orientali. Considerăm că rocile lamprofirice din cristalin se atribuie mai potrivit fazei magmatice legată de orogenul alpin şi anume paroxismului mezocretacic sau chiar mai nou. O legătură normală se face între ele şi manifestaţiile denumite de *I. Atanasiu* oficalcite în zona Bicaz şi cu manifestaţiile de spilite poate ceva mai tinere, citate de *B. V. Merlici* şi *S. M. Spitkovskaia* în eocenul zonei interne de la Garincev pe valea Rika.

În roca normală apar adesea cristale lenticulare de magnetită, pirotină şi pirită, pe cînd în punctele unde întîlnesc mineralizaţiile sulfuroase suferă alteraţii prin caolinizare şi formare de vinişoare de cuarţ cu minereu sau impregnaţii cu pirită şi calcopirită. La Fagul Cetăţii (Bălan), în zona alterată apare o impregnaţie caracteristică, cu blendă, galenă şi gangă de calcită, iar la Tulgheş mineralizaţia complexă cu calcită este legată în mod evident de contactul alterat.

De asemenea, în zona mineralizaţiei din Carpaţii Orientali, considerăm că trebuie prinsă

mineralizația din Masivul Toroiaga. Ne rezervăm de a trata subiectul Toroiaga cu altă ocazie, în subiectul de față acest masiv reprezentînd numai un amănunt. Amintim pe scurt că mineralizația este distribuită într-un sistem de filoane de origină tectonică ce trec lateral în șisturile cristaline cu tendința de a se insinua pe șistuozitate.

Masivul este constituit dintr-un lacolit în formă de pîlnie, format din apofize de diorite și faciesuri subvulcanice, trecînd la andezite și dacite. Mineralizația zăcămîntului suferă oarecari schimbări după caracterul rocii-gazdă și forma fracturilor.

Tectonica

In ceea ce privește microtectonica și tectonica de detaliu, stilul variază mult de la un loc la altul, fiind în legătură cu constituția formațiilor, cu anumite amănunte ale tectonicii generale și probabil cu anumite condiții speciale.

In general, relevăm structura cataclastică a mineralizației și în special a piritei, constatată în toate cercetările microscopice. Aceasta dovedește continuitatea îndelungată a mișcărilor, acționînd mai ales prin forfecare pe planele de șistuozitate.

Tectonica de detaliu cuprinde aproape exclusiv fracturi sistematice cu pași cuprinși între anumite limite. Domină deplasări eșalonate dar nu se poate conta întotdeauna pe ele din cauza prezenței altor factori care forțează sistemul la un moment dat. Uneori face impresia că există două sau mai multe sisteme de mișcări suprapuse. In ansamblu, totul conduce la o îngrămădire de blocuri a cărei analiză este destul de dificilă.

In tot cazul trebuie ținut seama de deplasările față de fracturile din apropierea orizontalei în aceeași măsură cu deplasările pe fracturile mai mult sau mai puțin verticale și în același timp să se țină seama de îngrămădirile și laminările pe care le suferă în special șisturile grafitoase.

In ultimul timp, *S.* și *L. Dămăcuș* au relevat un fapt nou în interpretarea tectonicii ceva mai generală din regiunea Fundul Moldovei, considerînd formațiunile de epizonă în structuri de solzi sau cute strînse pe un fundament gneissic. Credem că acest stil are un caracter mai general și corespunde zonelor cu mineralizație din Carpații Orientali. El corespunde cu cel constatat în regiunea manganiferă de la Dealul Rusului, Arșița etc.

Procesul de punere în loc a mineralizației

Desigur că în lipsa ansamblului de cunoștințe amintit mai sus, unii cercetători, antrenați de faptul că în general mineralizația din Carpații Orientali se prezintă interstratificat și nu este pusă în legătură directă cu roci eruptive, îi atribuie o origine sedimentogenă. Constatările amintite mai sus permit să corectăm această concluzie necorespunzătoare pentru mersul mai departe al lucrărilor geologice și să ajungem mai repede la adevăr.

Distingem astfel în cristalinul Carpaților Orientali, în legătură cu orogeneza alpină, în primul rînd, o manifestare importantă de soluțiuni metalogenetice și în al doilea rînd condiții prielnice de găzduire a mineralizației.

O primă fază de minerale sulfuroase o constituie pirita. Ea găsește în loc feldspații de neoformație și anume ortoza, îi corodează și formează vine de pirită în exemplarele crăpate. Feldspații aceștia nu pot fi explicați în nici un fel în legătură cu originea sedimentogenă a piritei. Probabil pirita a fost însoțită de o cantitate oarecare de gangă de cuarț, însă separarea ei este imposibilă din cauza cuarțului mai nou.

A doua fază cuprinde punerea în loc a mispichelului destul de greu de explicat în sedimentogeneză.

A treia fază aparține paragenezei calcopirită-blendă-cuarț. Fenomenele de coroziune, de substituție, de cimentare, de umplere a golurilor și cele de desamestec sînt foarte tipice și nu permit nici un fel de dubiu asupra originei din soluții. Cuarțul acestei faze reprezintă marea majoritate a cuarțului din minereu și probabil a jucat un rol important în zonele vecine. Faza aceasta a durat mai mult și a permis și oarecare fenomene de diferențiere către periferie față de anumite zone centrale. Probabil în zonele centrale intervin și alte parageneze ca de exemplu molibdenitul, iar la periferie se constată o paragenează destul de caracteristică cu pirotină-calcopirită-blendă.

Faza a patra, posibil să fie considerată ca o continuare a fazei a treia, pune în loc galena, bournonitul și foarte probabil aurul și tetraedritul.

In afară de aceste caractere esențiale mai pot fi trasate alte numeroase detalii importante. Feldspatul-ortoză și cuarțul cu caracter pegmatitic, strîns legate de mineralizație, constituie o fază anterioară sulfurilor, fază foarte frecventă și ne permite să considerăm caracterul hidrotermal bazic al soluțiilor metalogenetice.

Temperatura soluțiilor a fost incomparabil mult mai scăzută decît a fluidului pegmatitelor care, după cum știm, se află în jurul punctului de trecere a cuarțului de la varietatea α la ß, dar ceva mai ridicată decît în cazul zăcămintelor epitermale.

Probabil că din această cauză feldspatul a cristalizat ca ortoză și nu ca adular.

Amintim aci rezultatul cercetărilor întreprinse la Crucea de *I. Samoilă* și *Fl. Ionescu-Balea,* care au stabilit prezența cubanitului, cunoscut cu temperatura de formare de 320°.

Condiţiile prielnice de găzduire a mineralizaţiei au apărut în timpul orogenezei alpine prin ridicarea sub formă de geoanticlinal cutat al cristalinului; şarnierele anticlinale au format zone de slabă rezistenţă, zone care au fost străpunse de apofizele rocilor lamprofirice.

In complexul epizonei, zone propice s-au arătat a fi pachetele de şisturi conţinînd şi şisturile grafitoase, avînd grosimi, de exemplu de ordinul a 200 m şi fiind prinse între bancurile groase şi masive de aşa numitele roci porfirogene. Rezultă clar că întreaga deformaţie impusă regiunii a afectat în mod preponderent aceste pachete. Din cauza mişcării continue, prin aceste pachete s-au putut difuza mai uşor soluţiile hidrotermale şi tot din cauza mişcării s-au produs condiţiile de excavare minerală împreună cu substituţia şi depunerea. Condiţii pozitive au fost oferite de şisturile grafitoase prin fenomene de ecranare şi poate electrice şi catalitice.

In ceea ce priveşte importanţa soluţiilor hidrotermale care au activat, pot fi constatate silicifierile excepţionale întîlnite la suprafaţă în rocile de deasupra zăcămintelor. De asemenea în fundul galeriei 9 Mai (Burloaia) către rampa puţului, rocile grafitoase sînt puternic silicifiate şi prinse într-o ţesătură de vine de cuarţ reprezentînd zona de sub zăcămînt.

O problemă încă nerezolvată o constituie delimitarea transformării rocilor din jurul zăcămintelor în pachetul de şisturi cristaline cuprins între aşa-numitele roci porfirogene şi chiar în ele.

Se pare că transformarea hidrotermală este importantă chiar dacă ne limităm numai la formarea cuarţului şi feldspatului. Un caz ideal constă dintr-un strat de şisturi grafitoase la bază, un strat de şist cu clorit deasupra, constituind minereul cuprifer de impregnaţie din cauza impregnaţiei de pirită şi calcopirită şi un strat de şist cu sericit la partea superioară purtînd la bază minereul complex compact cu multă pirită. Aproape fără excepţie, impregnaţia cu calcopirită se găseşte în şist cu clorit bogat în cuarţ, iar minereul complex sau pirita la baza şistului cu sericit. Această poziţie aminteşte de caracterul bazic bogat în potasiu al soluţiilor hidrotermale avînd latitudinea de levigare a fierului şi magneziului în anumite zone. Nu este cazul să se insiste asupra acestui fenomen în comunicarea de faţă, însă, deocamdată considerăm că o parte din clorit se datoreşte activităţii hidrotermale în acelaşi fel ca şi pentru o parte din sericit. Activitatea hidrotermală se manifestă de asemenea prin formarea de clorit sau sericit împreună cu cuarţ şi în şisturile grafitoase precum şi prin formarea de feldspaţi potasici în aşa-numitele roci porfirogene.

Constituţia zonară a mineralizaţiei

Variaţia mineralizaţiei precum şi distribuţia ei în ansamblul Carpaţilor Orientali permite să se traseze anumite zone caracteristice. Desigur că lucrările geologice ulterioare vor completa în mare măsură observaţiile prezente, însă principiul rămîne valabil.

O zonare de detaliu se constată deacum pentru ariile explorate în felul următor:

O zonă de minereu complex compact piritos bogat în calcopirită constituie un centru faţă de care mineralizaţia se extinde în toate direcţiile. Lîngă această primă zonă se poate extinde în jos o zonă cu minereu cuprifer de impregnaţie, cuprins în şisturile cu clorit.

In zone adiacente, la oarecare distanţă în culcuş mai pot fi prezente mineralizaţii de pirită cupriferă mai mult sau mai puţin bogate în zinc fixate în şisturi cu sericit sau minereu cuprifer de impregnaţie prins în şisturi cu clorit.

In zona adiacentă de coperiş se poate întîlni minereu complex cu pirotină bogat în zinc şi plumb împreună cu cupru. Pe direcţie, minereul complex poate lăsa locul minereului cuprifer de impregnaţie, însă în acest caz, acesta din urmă este mai puţin uniform distribuit şi prezintă însăraciri şi îmbogăţiri pe direcţie, în legătură şi cu dezvoltarea şisturilor cu clorit şi poate în legătură cu prezenţa accidentelor.

O zonare cu caracter mai regional începe să se întrevadă în lumina originii hidrotermale a minereului. Astfel, se poate separa mineralizaţia cu caracter de impregnaţie, de exemplu din regiunea Leşului Ursului-Fundul Moldovei, de mineralizaţia cu caracter aproape filonian de la Gemenea şi Slătioarele. In fine, o zonare cu caracter intermediar este reprezentată prin mineralizaţia zonei a treia aflată la o distanţă de cca. 1 000 m în culcuşul zonelor principale de la Leşul Ursului-Crucea. Această mineralizaţie este formată din impregnaţie de calcopirită în şist cu clorit în coperişul unui strat de amfibolite. Calcopirita derivă în parte din descompunerea cubanitului şi adesea este mai bogată în aur decît celelalte impregnaţii cuprifere. Această zonă de culcuş indică o temperatură de punere în loc mai mare decît mineralizaţiile de coperiş unde găsim minereul complex compact cu galenă şi blendă şi cu mult mai mare decît zona de pirotină cu galenă şi blendă de la coperiş.

Zonări foarte interesante se întîlnesc de exemplu în masivul Toroiaga unde se poate considera o mineralizaţie centrală cupriferă cu bază de pirită şi o mineralizaţie periferică plumbo-zinciferă cu arsen şi aur, cu bază mai mult de pirotină.

In fine, pe zona cristalină a Carpaţilor Orientali se pot desprinde anumite centre de îmbogăţire în minereuri sulfuroase.

Ipoteze privind origina soluţiilor hidrotermale

Desigur că va fi necesar să se răspundă cu ce sînt în legătură soluţiile hidrotermale din moment ce s-a stabilit o astfel de cauză a mineralizaţiei. In această materie, ipotezele nu pot fi încă verificate. Se poate considera că mineralizaţia din Carpaţii Orientali este pusă în loc în mod sigur de soluţii alcaline sau alcaline şi acide fierbinţi, numite în mod normal hidrotermale. Dacă noţiunea de hidrotermal este rezervată numai pentru un anumit tip de soluţii în legătură cu un anumit tip de roci magmatice, urmează să se adopte o denumire specială în acest sens. Cred că sîntem în asentimentul celor care consideră că rocile eruptive ocupă un procent redus din suprafaţa globului faţă de cele sedimentare, dacă admitem ipoteza că soluţiile hidrotermale aparţin unui bazin magmatic al Carpaţilor Orientali care se manifestă la suprafaţă în mod redus. Acest bazin magmatic s-a format probabil în mezocretacic sau ceva mai înainte, cu care ocazie, anumite magme puţin diferenţiate s-au manifestat prin ofiolite sau rocile lamprofirice amintite.

Manifestaţiile din Neocretacic-Paleogen ar fi anumite mase eruptive din Ditrău şi Toroiaga, iar în continuare se pot considera soluţiile hidrotermale din Carpaţii Orientali. Zonele principale de mineralizaţie cu caracter regional ar corespunde punctelor de unghiuri ale orogenului ca de exemplu: Hăghimaş-Ditrău, Broşteni-Fundul Moldovei şi în fine Baia Borşei-Ruscova.

De exemplu, se poate admite ipoteza că contrafortul format de munţii Rodnei faţă de Carpaţii Orientali a produs inflexiuni şi torsiuni în cutările Cristalinului, contribuind de exemplu la formarea Bazinului Borşei şi pintenul Grebenului, iar către sud la ridicarea Rarăului.

Aceste ecouri la suprafaţă coincid cu accidente adînci, în măsură să dezvolte şi să localizeze bazine magmatice către suprafaţă.

Trecînd ceva mai departe în formularea ipotezelor, se poate admite că bazinul magmatic sau batolitul Carpaţilor Orientali este localizat pe o fractură de fundament importantă de tipul celor considerate de *I. Benioff,* fractură în legătură cu vetrele cutremurelor din Vrancea. Tot de această fractură complexă de fundament pot fi legate şi bazinele magmatice din care s-a manifestat magmatismul din regiunea Baia Mare şi Căliman-Harghita.

Aceste ipoteze pe măsură ce vor fi verificate vor produce multă lumină în constituţia fundamentului ţării şi în special vor clarifica punerea în loc de noi zăcăminte care sînt în prezent îngropate şi ascunse cercetărilor noastre.

PROVINCIA BAIA MARE

Zăcămintele din regiunea Baia Mare sînt deschise destul de complet şi au fost examinate în studii numeroase, astfel că nu mai este necesară o prezentare. De asemenea, geologia de suprafaţă a regiunii este tratată în mod amănunţit de Comitetul geologic şi în prezent sînt în curs cercetări privind numeroase probleme speciale.

Din punctul de vedere al explorărilor, studiile sînt mai puţin avansate şi, de exemplu, la chestiunea locului cel mai indicat pentru un foraj adînc argumentaţia pentru alegere pare să întîmpine dificultăţi.

In provincia Baia Mare, TEMN şi-a organizat lucrările în vederea urmăririi sistematice a mineralizaţiei numai în sectoarele Ilba şi Suior. Pentru celelalte sectoare se execută lucrări după un program îngrădit la anumite porţiuni ale zăcămintelor, astfel că lipsesc vederile de ansamblu. Din cercetările întreprinse se desprind unele observaţii esenţiale, prezentate în cele ce urmează.

Zăcămintele importante se întîlnesc în rocile eruptive aparţinînd la mai multe faze şi uneori în rocile sedimentare. Astfel, filonul Iosif de la Capnic trece prin andezitele vechi cu amfiboli şi prin dacite, păstrîndu-şi bogăţia şi în acestea din urmă, iar filonul Ramură de la Capnic trece prin andezitul cu piroxeni şi amfiboli al fazei a III-a.

Filoanele din transversala Florian sînt cuprinse în andezite cu piroxeni şi amfiboli, dar filonul Nepomuc din galeria Cîmpurele, filonul Domnişoara şi multe altele sînt dispuse pe contactele andezitelor cu piroxeni şi amfiboli.

Cercetările la orizonturile inferioare ale minei Baia Sprie au stabilit existenţa unei apofize de andezit caracteristic, ce poate fi interpretat ca vîrf al cupolei bazinului magmatic în stadiul de cristalizare, din care s-a degajat mineralizaţia. Această cupolă este caracterizată prin formarea unei reţele de vine de cuarţ bogate în calcopirită, străbătînd roca intens cloritizată şi impregnată cu calcopirită. In mineralizaţie apare scheelitul, wolframitul, iar în mod accidental blenda şi galena, pe cînd cuarţul este însoţit de calcit, dolomit şi mult clorit. Se poate presupune că soluţiile hidrotermale s-au ridicat către suprafaţă, în legătură cu această cupolă. Cupole sau apofize asemănătoare se întîlnesc la Ilba sub filonul Mihai şi Nepomuc, la Nistru-Băiţa pe transversala Cîmpurele şi pe transversala Barbara ca să citäm numai exemplele mai clare. In fine, probabil o parte a apofizelor de andezit străbat şisturile la contact cu unele filoane de la Herja sau Băiuţ-Cisma. Se pare că majoritatea andezitelor din cupole de acest fel sînt cu piroxeni şi amfiboli. Probabil că acest tip de andezit oferă un mediu poros propice degajării soluţiilor hidrotermale. Anumite cupole — apofize sau chiar filoane de andezit cu piroxeni şi amfiboli, după cum a arătat prof. *D. Giuşcă,* au suferit un metamorfism hidrotermal avansat prin formarea adularului şi cuarţului astfel că

au fost considerate în mod eronat trahite sau riolite. Aceste tipuri de andezite aparţin probabil penultimei faze eruptive şi sînt întîlnite cam în aceeaşi poziţie la Ţibleş sau Toroiaga. Mai rar conţin cuarţ şi biotit astfel că pot trece la dacite. Ele nu sînt alterate sau cloritizate decît pe măsură ce constituie cupole sau apofize utilizate pentru degajarea soluţiilor hidrotermale.

Distribuţia mineralizaţiei

In mineralizaţie se poate distinge *o fază* mai veche esenţialmente cupriferă legată de clorit şi de cele mai multe ori în legătură cu cupolele bazinului magmatic în stadiu de cristalizare.

Faza a doua cuprinde minereu de plumb şi zinc pus în loc la un interval de timp permiţînd o discordanţă în mineralizare uneori evidenţiată prin „telescopare". Un caz tipic de discordanţă şi „telescopare" întîlnit pe filonul Nepomuc la Ilba este tratat de *Al. Botnarencu, A. Andronescu* şi *N. Duma*. Faza a doua prezintă uneori parageneze diferite în legătură cu conţinutul de stibiu, arsen, barită etc.

Faza a treia de obicei se caracterizează printr-un exces de cuarţ, calcedonie, opal, pirită în pseudomorfoze, sulfostibiuri, uneori rodocrozit şi aur.

Fazele de mineralizaţie se disting de obicei net prin faptul că apar pe fracturi paralele diferite, chiar cînd aparţin aceluiaşi filon. Astfel, în filonul principal de la Baia Sprie se disting benzile de complexe faţă de benzile de cuprifer, sau, în fine, benzile de complexe faţă de benzile de cuarţ aurifer. Pe verticală separaţia zonelor se evidenţiază prin îngroşarea unor benzi şi subţierea altora.

In fine, filoanele pot prezenta însăraciri, împrăştieri şi dispariţii periferice în oricare din fazele de mineralizaţie. Unele din ele, ca de exemplu filonul Iosif de la Capnic, prezintă o zonă de îngroşare şi îmbogăţire, la cca. 200 m sub suprafaţă, în mineralizaţia complexă, pe cînd către suprafaţă se ramifică şi se restrînge la cîteva porţiuni mai bogate reprezentate tot prin minereuri complexe cu mic conţinut de aur.

Distingem, de asemenea, filoane extinse pe care fiecare fază ocupă o înălţime importantă, ca de exemplu filonul de la Baia Sprie şi filoane condensate cu mineralizaţia diferitelor faze interpătrunsă pe porţiuni mari, ca de exemplu, pe filonul Firizan (Ilba). In acelaşi mod distingem filoane unice cuprifere, complexe sau aurifere, ca de exemplu, filoanele Iosif şi Domnişoara, filoanele de la Capnic şi filonul de la Dealul Crucii sau în fine filoane cu două faze diferite ca filoanele Sofia, Nepomuc (Ilba) etc.

Zonarea zăcămintelor

In provincia Baia Mare distingem două feluri de zone: regionale şi locale. Zonarea regională este probabil în legătură cu diferenţierea bazinului magmatic şi cu forma lui. In partea centrală domină mineralizaţia auriferă trecînd către nord la îmbogăţiri în gangă de calcită şi minereuri mai argentifere; lateral se distinge zona complexelor purtînd în părţile superioare cuarţ cu aur, iar periferic distingem mineralizaţiile cuprifere. Bineînţeles, această distribuţie trebuie considerată numai în linii foarte mari şi cu multe întrepătrunderi, datorite probabil formei neregulate a bazinului magmatic şi unor condiţii locale.

Zonarea locală poate fi considerată prin clasarea fazelor de mineralizaţie de pe filoane.

Concluzii

In lumina celor expuse mai sus, pentru provincia metalogenetică de sulfuri din Carpaţii Orientali, se pot stabili mai multe puncte esenţiale.

Mineralizaţia este pusă în loc din soluţii alcaline calde, considerate hidrotermale. Această constatare este în măsură să fixeze metodologia lucrărilor geologice pe o linie sănătoasă. Ipotezele sedimentogene, pe baza avantajului de a fi mai simple şi mai comode, sînt însuşite cu preferinţă de exploratori. Ele au coincis în linii mari cu rezultatele generale, deoarece mineralizaţiile sînt în general concordante cu anumite pachete de şisturi distinse prin faciesuri caracteristice. In ceea ce priveşte detaliile, ipotezele sedimentogene sînt nepotrivite şi ne obligă să luăm atitudine împotriva lor. Astfel, se urmăresc prea riguros faciesurile şi se consideră perspectivele cu o uniformitate de distribuţie a mineralizaţiei sub o formă necorespunzătoare. De asemenea se neglijează în mare măsură cercetarea fenomenelor hidrotermale şi de precipitare, precum şi tectonizarea, lipsind lucrările necesare de îndrumare importante.

Sistemul de fisuri şi tectonizarea zonei zăcămintelor constituie elemente de bază în formarea mineralizaţiei şi exploratorul trebuie să le studieze în mod amănunţit.

Transformările rocilor din jurul zăcămintelor sînt deosebit de evidente însă mai necesită precizări locale. Se aminteşte în mod deosebit punerea în loc a feldspaţilor potasici împreună cu cuarţul, legaţi de mineralizaţie. Aceşti feldspaţi au oarecari asemănări cu cei din pegmatite şi formează un prim val al activităţii hidrotermale din regiune. Cuarţul a însoţit această activitate primară şi continuă să însoţească fenomenele de depunere a întregii mineralizaţii.

Rocile cu clorit sau cele cu sericit au contribuit în largă măsură la fixarea mineralizaţiei, astfel că formează un reper important.

Problema formării cloritului şi sericitului este legată de asemenea de metalogeneza hidrotermală ca şi formarea feldspaţilor, fapt asupra căruia se va reveni cu altă ocazie. De asemenea şistul grafitos a acţionat în cadrul metalogenezei ca zonă favorizînd tectonizarea, ca ecran, şi posibil sub formă de catalizator, conductor electric, mediu de alterare etc.

Pentru explorarea zăcămintelor şi în special pentru a stabili dacă o lucrare se găseşte în culcuş sau acoperiş, considerăm de mare importanţă utilizarea studiului geochimic al alcaliilor şi alcaliilor pămîntoase. Pentru aceasta propunem utilizarea analizelor rapide în forma următoare: din rocă se preia o mică cantitate cu conţinut mediu şi se determină cantitatea de SiO_2 evaporată cu FH. In continuare, cu fotometrul cu flacără se determină conţinutul de Na, K, Ca şi Mg. Pe baza raporturilor conţinuturilor determinate se pot stabili, în anumită măsură, zonele rocilor din jurul zăcămîntului şi deci poziţia punctelor în raport cu zăcămîntul.

La o scară mai mare, noile concepţii vor putea să precizeze mai bine zonele de mineralizaţie precum şi extinderea lor. Deşi ceva mai dificil decît în cazul sedimentogenezei, lucrările geologice vor fi în măsură să precizeze extinderea şi zonele de îmbogăţire, ţinînd seamă că acest fel de zăcăminte pot avea dezvoltări deosebit de mari.

Pentru provincia Baia Mare, observaţiile amintite privesc următoarele chestiuni importante:

Mineralizaţiile filoniene importante nu sînt legate de o anumită fază eruptivă şi cu atît mai puţin de prima fază de andezite cu amfiboli, puternic alterate. Filoanele principale se găsesc adesea şi în alte roci, ca de exemplu, dacite sau andezite cu amfiboli şi piroxeni, alterate. O concepţie diferită a restrîns uneori cercetările numai la zonele unui anumit fel de andezit, iar alteori a clasat la andezite amfibolice alterate anumite masive de andezite cu piroxeni şi amfiboli alterate.

Prin stabilirea sursei de soluţii hidrotermale prin cupolele — apofize ale bazinelor magmatice în stadiu de cristalizare, prospectorii vor fi îndrumaţi mai clar, îndepărtîndu-i de legătura capabilă să accepte chiar o secreţie laterală de la anumite andezite şi să cerceteze mai intens argumentele pentru determinarea constituţiei cupolelor şi bazinelor magmatice. In acest fel se croieşte calea pentru prospectarea şi explorarea zăcămintelor ascunse ce nu se ridică pînă la suprafaţă şi se trece la conturarea întregului potenţial metalifer.

Un element important în clarificarea zăcămintelor îl constituie studiul rocilor din vecinătatea zăcămintelor din care fac parte şi fenomenele de adularizare arătate de prof. *D. Giuşcă*. Zonarea privind zăcămintele de la Baia Mare va fi în măsură să ne indice, din timp, extinderea lor în jos, acest fapt fiind deosebit de important în ceea ce priveşte întocmirea planului general de producţie precum şi urmărirea în jos a zăcămintelor.

In încheiere este necesar să se sublinieze importanţa excepţională pe care o prezintă studiul geologic avansat al zăcămintelor, pentru a furniza o reprezentare cît mai reală privind porţiunile necunoscute. Aceste studii vor fi în măsură să raţionalizeze mult lucrările de explorare, mărindu-le în acelaşi timp eficienţa. Pentru aceasta este necesar ca lucrările executate pe teren să studieze mai complet zăcămintele, geologia şi rocile din jur, în lumina observaţiilor de mai sus şi să cerceteze cu atenţie orice fenomen nou ce se iveşte între timp, iar laboratoarele trebuie să colaboreze mai larg la studiul materialului în vederea rezolvării problemelor locale pe toate căile posibile.

Probleme privind modernizarea exploatărilor miniere prezentate la Congresul minier de la Budapesta — 1960

(URMARE)

E. ALLIQUANDER (R. P. Ungară)

Sistemele de deschidere şi exploatare a exploatărilor maghiare de bauxită

În referat s-a arătat că producţia maghiară reprezintă 10% din producţia mondială de bauxită şi că din cele peste 20 milioane tone minereu exploatat în decursul a 35 ani, 60% s-au extras din exploatări la suprafaţă şi 40% din exploatări subterane, spre deosebire de planul de perspectivă, care prevede ca în viitor numai 5% din totalul rezervelor să fie exploatate la suprafaţă, restul urmînd a fi exploatat în subteran. Acest fapt prezintă o importanţă deosebită dacă se ţine seama de faptul că 90% din rezerve sînt plasate sub nivelul apelor carstice. Explorarea de detaliu a zăcămintelor se face printr-o reţea de sonde la distanţe de 50 şi chiar 25 m, prin care se pot pune în evidenţă accidentele tectonice cele mai mici. Lucrările de deschidere se plasează în acoperişul zăcămîntului sau chiar în zăcămînt, exploatarea realizîndu-se cel mult la o adîncime de 30—40 m sub nivelul apelor carstice. Pentru viitor se prevede adoptarea unor măsuri active de luptă cu apele carstice, prin puţuri oarbe, prin care se va pompa apa pînă la nivelul galeriei de coastă. Existenţa lucrărilor miniere la nivelul inferior al zăcămîntului permite drenarea apelor carstice, pe toată lungimea direcţională a zăcămîntului, cu debite de 25—30 m^3/min, ceea ce permite o coborîre lentă şi continuă a nivelului apelor. Un alt sistem prevede săparea unui puţ central, a cărui adîncime depăşeşte cu 25 m adîncimea maximă a zăcămîntului. La 15 m de la talpa puţului se amenajează orizontul de drenare, care intersectează toate lentilele de minereu. Aerajul fiecărei lentile este independent, iar realizarea lui în varianta refulantă asigură limitarea cazurilor de autoaprindere a şisturilor cărbunoase.

Prof. dr. **G. N. POPOV** (U.R.S.S.)

Realizări tehnice la exploatarea subterană a zăcămintelor de bauxită din U.R.S.S.

S-au tratat numai metodele de exploatare aplicate la zăcămintele de bauxită din Uralul de Nord. Zăcămintele din această regiune se caracterizează prin înclinări de 18—36°, grosimi variabile atît pe înclinare cît şi pe direcţie, existenţa unui volum important de deranjamente tectonice, fenomenul de carstificare al rocilor înconjurătoare şi al zăcămîntului însuşi, cantităţile mari de apă din zăcămînt. Principala metodă de exploatare aplicată este cea cu surpare în felii, în diferite variante de realizare. Înălţimea pe verticală a unui etaj este de 30 cm (60—70 m pe înclinare), galeria de bază avînd profil cu secţiune de 9,5 cm^2 săpată la contactul cu culcuşul. La distanţa de 40 m se sapă suitori, iar pentru uşurinţa exploatării etajelor se împart printr-o galerie în suborizonturi. Exploatarea se face în felii de 2,7—3 m înălţime, atacate transversal dintr-una sau două galerii de felie, cu exploatarea simultană a panoului din două direcţii. În această variantă se realizează productivităţi de 2,9—3,2 m^3/post, producţia unui panou fiind de 50—80 t/zi, consumul de lemn este de 0,1 m^3/m^3 minereu, consumul de material exploziv ajunge la 1 kg/m^3, iar volumul lucrărilor de pregătire reprezintă 10% din volumul panoului. Transportul în abataj se efectuează cu screpere de 14 şi 28 kW, iar pasul de prăbuşire este de 8—10 m. În cazul exploatării în trepte productivitatea este de 0,5—0,8 kg/t, iar consumul de lemn de 9—11 m^3/1000 t. Pentru viitor se propune trecerea la exploatarea cu camere, la care se scontează pe o productivitate de 4—6 m^3/post, producţia dintr-o cameră fiind de 120—150 t/zi, cu pierderi de 8%, la exploatarea cu metoda cu front lung, la care pierderile vor putea coborî la 2—3%, sau la exploatarea cu prăbuşire în felii cu tavan fals elastic, realizat din metal.

R. MARUSIC (R. F. Iugoslavia)

Problemele şi perspectivele industriei de bauxită din R. F. Iugoslavia

S-a prezentat o vedere generală asupra zăcămintelor şi exploatării bauxitelor în această ţară, insistîndu-se în mod special asupra geologiei zăcămintelor şi asupra variaţiei conţinutului de oxid de aluminiu în fiecare regiune în parte.

Prof. **I. A. OSTRAUŞCO** (U.R.S.S.)

Căile de mărire a vitezei de foraj al găurilor de sondă în roci tari

În care s-a arătat că în ţările lagărului socialist 40—50% se forează rotativ cu alice, 0,5—1% din metrajul găurilor de sondă se forează cu sape cu inserţii de diamante, restul — prin forajul percutant. În continuare, autorul insistă asupra avantajului folosirii alicelor de oţel, care în roci de categoria X—XII asigură realizarea unor viteze duble şi a unor consumuri de 5—6 ori mai mici de alice în comparaţie cu cele de fontă. Dată fiind tehnologia greoaie a fabricării alicelor din sîrmă de oţel de 2—3 mm diametru, s-a adoptat recent o tehnologie modernă după care alicele de oţel se fabrică prin turnare, sistem care asigură obţinerea unor alice de foarte bună calitate şi care permite sporirea vitezei de foraj. Totodată, prin executarea capului de freză din oţeluri speciale, s-a putut spori şi pe această cale economicitatea forajului cu alice. Tur-

narea la forajul cu alice pe toată secțiunea sau numai pe o secțiune inelară, după cum au arătat rezultatele cercetărilor, permite mărirea vitezei de foraj de 2—2,5 ori. În ceea ce privește forajul percutant al găurilor de sondă, cele mai bune rezultate le-a dat sondeuza BA—100, în special după modernizările aduse sapelor. Prin folosirea aliajelor dure tip VK—11 B și VK—15, precum și prin confecționarea corpului sapei după o tehnologie riguroasă, se reduce la minim uzura acestor scule.

K. POHL (R. P. Ungară)

Lupta cu apa la exploatarea bauxitelor maghiare

În referatul prezentat s-a arătat că perspectiva exploatării zăcămintelor de bauxită este localizată în munții Bakony. Sistemul carstic din această regiune, în care este localizat zăcământul, constituie un rezervor cu un debit anual de 150—170 milioane m^3. Minereul este plasat la o adîncime variabilă de la 0 pînă la 300 m sub nivelul apelor carstice, care au acces la zăcămînt prin faliile dese. Astfel, o falie cu o lățime de 80 cm are un debit de 2000 l/min. Debitul specific de apă al unor mine, în cazul realizării exploatării la 1—40 m sub nivelul apelor, reprezintă 55 m^3/t. Ținînd seama că precipitațiile anuale însumează 670 mm și că 37% din această cantitate alimentează depozitele carstice, rezultă că rezervele dinamice de apă reprezintă 0,8 m^3/min. În ultimii 10 ani, datorită creșterii producției, a crescut și debitul de apă de la 2,6 pînă la 20 m^3/min. Ca atare, pentru viitor se consideră necesară trecerea la drenarea activă a apelor, care la un debit drenat mediu de 2,5 m^3/min asigură scăderea nivelului apelor carstice cu 60 m în decurs de 2—3 luni.

T. PODANY (R. P. Ungară)

Critica sistemului de exploatare a zăcămîntului de fier de la Rudabanya.

Se arată că corpurile de minereu nu au o formă regulată, fiind reprezentate de limonit cu zone de trecere la o ferosiderită, avînd în coperiș argilă nisipoasă panonică și în culcuș șist argilos. Una dintre variantele de exploatare este aceea cu camere în felii orizontale de 2,5 m și cu rambleiere. Camerele se realizează de o parte și de alta a unei galerii transversale, lungă de maximum 30 m, camerele avînd lungimi de 12—15 m. Fiecare felie se exploatează în mod similar, ordinea de atacare a feliilor fiind ascendentă. Cea de-a doua variantă prevede împărțirea corpului de minereu în felii verticale, camerele ascendente avînd aceeași extindere ca și în cazul exploatării în felii orizontale. Mai recent, s-a trecut la exploatarea cu înmagazinarea minereului folosind camere de subetaj plasate transversal în zăcămînt în șah, la distanța de 6 m una de alta. Din aceste camere se forează găuri în evantai în jurul pereților camerei, prin a căror pușcare se realizează tăierea minereului. În unele cazuri se aplică metoda cu camere și stîlpi în prăbușire într-o singură felie sau în două felii. Metodele cu rambleiere realizează peste 48% din producție, restul fiind realizat cu precădere prin metoda cu camere de subetaj, care asigură o productivitate de 4,6 t/post și un consum de lemn de 6,8 m^3/1000 t, cu pierderi de 12%. Pentru viitor se recomandă limitarea exploatării cu rambleiere și aplicarea pe larg a metodelor de exploatare cu înmagazinare și scurgerea minereului prin intermediul unor pîlnii de colectare într-o galerie principală de colectare sau a metodei cu front lung de 30 m, în felii orizontale cu prăbușire.

L. VUCHOT (Franța)

Automatizarea la minele metalifere

Exemplificînd referatul cu o serie de proiecții interesante, în culori, autorul arată că realizarea automatizării este indicat să se facă în trei etape: în prima etapă — mecanizarea, adică înlocuirea muncii fizice cu folosirea mașinilor, în a doua etapă — măsurarea parametrilor de funcționare a diferitelor mașini și, în sfîrșit, pe baza cunoașterii parametrilor trecerea la automatizare. În continuare, autorul caută să analizeze motivele pentru care automatizarea nu este atît de extinsă în industria minieră, determinînd drept cauze: specificul mineritului, lipsa de stabilitate în procesul de producție minier și dependența procesului de exploatare de o serie de factori naturali, condiții ce deosebesc în mod radical industria minieră de celelalte ramuri industriale.

Arătînd că în etapa actuală pot fi automatizate (printr-una din cele trei etape) tăierea și încărcarea, transportul de minereu și steril în mină și pe puț, evacuarea apelor și aerajul, se analizează situația la o mină de uraniu din Franța. La această mină s-a mecanizat săparea puțurilor, automatizîndu-se descărcarea chiblelor la suprafață, s-a mecanizat transportul și s-au automatizat circuitele de la puț, instalația de extracție și sortarea minereului la descărcarea schipului în funcție de conținutul de uraniu cu ajutorul unei instalații originale de dozare a conținutului minereului la fiecare schip. La aceeași mină, sterilul de la preparație este îngroșat în hidrocicloane și trece în mină ca material de rambleu, sub formă de rambleu hidraulic. Controlul calității materialului de rambleiere, în ceea ce privește densitatea, nivelul de umplere al silozurilor, evidența cantităților de rambleu introdus în mină, este efectuat în mod automat.

S. FEKETE (R.P.U.)

Tipurile de minereu de mangan din zăcămîntul Urkut și problemele folosirii sale industriale

Acest zăcămînt este format din carbonați și oxizi de mangan cu conținuturi de 18,5—23,8% Mn și grosimi de 3,2—11 m. Conținutul de silice variază de la 16,2% pînă la 26,6%, cel de TiO_2 de la 0,11 pînă la 0,24%, iar cel de fosfor de la 0 pînă la 0,7%.

Zăcămîntul este localizat în calcare de diferite tipuri.

Minereul oxidic se prepară după o schemă simplă: sfărîmare, spălare și sortare granulometrică, permițînd o extracție de 75,9% la concentrate cu 37%—39% Mn, 9—10% Fe și 7,2% SiO_2, conținutul de mangan fiind superior în clasele cu granulație mare (peste 10 mm), unde ajunge pînă la 42,5% Mn. Printr-o respălare a unor prime concentrate se poate asigura o mărire cu 20% a conținutului de mangan și reducerea conținutului de fosfor cu 10%. Prin modernizarea preparației se prevede obținerea unor concentrate cu minim 38% Mn, apte pentru fabricarea fermanganului, extragerea manganului din șlam la concentrate cu 12—14% Mn și rezolvarea preparării minereului din carbonate de mangan.

Referatul prezintă interes deosebit, fiind unul din puținele cazuri citate de literatura tehnică de specialitate în care se tratează aspectul preparării minereului oxidic de mangan, care interesează țara noastră în scopul unei juste valorificări a manganului de la Vatra Dornei.

Proiectarea, construcția, tehnica securității și protecția muncii în industria minieră

Dr. ing. **D. KRUPINSKI** (R. P. Polonă)

Colaborarea științei și producției în domeniul economiei și organizării industriei miniere

Prin conținutul său ca și prin modul de prezentare acest referat a trezit un interes deosebit în rîndul participanților la congres. Pornind de la analiza colaborării dintre știință și tehnică, autorul arată că producția apelează la știință atunci cînd cu forțe proprii nu poate rezolva problemele ce-i stau în față, cînd caută un expert în care să poată avea deplină încredere și cînd are nevoie în special de cadre de conducere. La rîndul ei, știința are nevoie de producție atunci cînd cercetează temele lucrărilor științifice, cînd caută material pentru justificarea deducțiilor teoretice și cînd caută mijloace materiale de întreținere. Prezentînd în cifre dezvoltarea industriei miniere în țările socialiste, autorul arată că aceasta nu ar fi fost posibil fără o dezvoltare corespunzătoare a științei. Această corelare este exemplificată și mai clar de dezvoltarea industriei și științei miniere în R. P. Polonă.

Analizînd metodele de colaborare dintre știință și producție, autorul a prezentat o serie de realizări ale catedrei de economie și organizare minieră în R. P. Polonă, lucrări care au stat la baza planurilor de perspectivă, sau prin care s-au definitivat metodele de proiectare minieră, calculele necesare în acest domeniu al proiectării, expertize tehnico-economice asupra posibilității exploatării pilierelor de protecție de sub orașe etc. Constatînd că în unele cazuri colaborarea dintre știință și producție este frînată, autorul arată că această colaborare decurge perfect atunci cînd cel ce lucrează pe tărîmul științei este și un lucrător în producție și subliniază că fără o bază științifică nu poate exista o industrie progresivă și economică.

În încheiere, autorul, arătînd că în multe țări în minerit se produce o revoluție tehnică, subliniază că, pentru a asigura eficacitatea acestei revoluții, trebuie ca la ea să participe oameni cu spirit revoluționar, care nu pot fi formați decît prin însușirea cunoștințelor economice și a necesității colaborării dintre știință și producție, pusă în slujba economiei naționale.

J. BEROSENY (R.P.U.)

Unele probleme actuale ale proiectării miniere

După un scurt istoric al proiectării în industria minieră, care s-a dezvoltat în special după naționalizarea întreprinderilor miniere, autorul arată necesitatea existenței unei organizații centrale de proiectare și a serviciilor de proiectare din cadrul diferitelor bazine, care să fie însă coordonate de către organizația centrală unică. O particularitate interesantă a modului de organizare a proiectării miniere în R. P. Ungară este aceea a proiectelor complexe de perspectivă pe bazine, sistem aplicat la noi în țară într-o mică măsură, numai pentru bazinul Văii Jiului. În cadrul unor astfel de proiecte se poate stabili mult mai precis necesitatea unei succesiuni în deschiderea sau dezvoltarea unui bazin și în special s-ar justifica mai clar necesitatea realizării unor investiții de interes general: căi de comunicație, incinte industriale, alimentări cu energie electrică, dinamica dezvoltării alimentărilor cu apă și a noilor orașe muncitorești.

În continuare, autorul, accentuînd necesitatea deschiderii noilor mine în minimum de timp, a prezentat o serie de realizări ale institutului de proiectări în acest domeniu. Dintre acestea citățm turnul de extracție metalic, realizat din două părți articulate și care poate deservi puțul atît în timpul săpării cît și în cursul exploatării. Pentru puțurile de mare capacitate și care se încadrează într-un ansamblu unic cu incinta industrială de la suprafață, s-au realizat turnuri de extracție din beton armat, avînd mașinile de extracție montate la partea superioară și încadrîndu-se în fluxul tehnologic al incintei de la suprafață la o cotă superioară cotei solului. Aceasta asigură o oarecare automatizare a instalațiilor de transport, care se efectuau în cea mai mare măsură gravitațional. Ca ideie constructivă modernă se poate remarca acoperișul triajului de vagonete al minei Istvan, realizat dintr-o placă curbă de beton armat pretensionat pe o suprafață de 180—200 m^2.

De remarcat sînt de asemenea mașinile de extracție pentru puțurile oarbe din minele ce prezintă pericol de erupții de cărbune mărunt și gaze și care sînt acționate de motoare pneumatice de 50 CP, cu un consum de 35—40 m^3/min aer comprimat la 4 at. Pentru modernizarea dotației din minele noastre prezintă interes troliul pitic, cu transmisie planetară și motorul pneumatic, montat chiar în tambur și care la o greutate totală de 350 kg permite ridicarea unei sarcini de 600 kg, cu o viteză de 0,7 m/s. În prezent, în domeniul proiectării de utilaje se studiază posibilitatea construirii mașinilor de extracție cu tamburi sudați, molete sudate și instalații de extracție cu cabluri multiple. Totodată, se continuă experiența valoroasă de proiectare a mașinilor de tăiat și a celor de încărcat, în care scop sînt analizate în mod amănunțit propunerile diferiților inovatori din întreprinderile miniere. În încheiere, autorul a arătat poziția pe care trebuie să o ocupe proiectantul, și anume de intermediar între cercetător și constructor, în care scop pentru viitor se consideră necesară extinderea legăturilor cu domeniul cercetărilor miniere.

A. A. BOIKO și **K. K. KUZNEȚOV** (U.R.S.S.)

Principalele direcții tehnice și normele tehnologice de proiectare a minelor de cărbuni

S-a arătat că în prezent în U.R.S.S. proiectarea se efectuează pe baza directivelor de dezvoltare a industriei carbonifere în septenal și a normelor tehnologice de proiectare. Ca metodologie, se prevede ca primă fază elaborarea proiectelor complexe de dezvoltare a bazinelor, stabilindu-se construirea de noi mine în cele mai bune condiții de zăcămînt. Aceste proiecte complexe sînt folosite pe larg de către organele de planificare, formînd baza pentru proiectarea concretă a întreprinderilor. Normele tehnologice de proiectare prevăd construirea de noi mine de mare capacitate, durata minimă de funcționare a unei mine variind în funcție de capacitatea de producție de la 40—60 ani. În proiecte se consideră săptămîna de lucru de 6 zile, cu cîte două schimburi lucrătoare pe zi, de 6 ore fiecare, prevăzîndu-se în perspectivă trecerea la săptămîna de lucru de 30 ore. În general, deschiderea minelor se face prin puțuri verticale principale, ce se adîncesc pe măsura coborîrii exploatării în adîncime, fiind simplificate schemele de transport. În cazul zăcămintelor compuse din mai multe straturi se prevede exploatarea simultană a cel mult 3 straturi în cazul înclinărilor mici și a 70—75% din

straturi în cazul înclinărilor mari, exploatarea organizîndu-se în retragere. În straturi cu grosimi de peste 1,2 m şi înclinări pînă la 10°, roci stabile şi debite relative mici de metan, se adoptă exploatarea cu fronturi mecanizate. În rest, se prevede exploatarea cu front lung, folosind diferite agregate de tăiere, susţinere şi transport, cu tendinţa spre folosirea acelor agregate care nu mai fac necesară prezenţa omului în abataj. În cazul în care nu se poate aplica transportul hidraulic, se trece la vagonete de capacitate mărită, cu locomotive puternice de mare viteză.

În ceea ce priveşte organizarea suprafeţei, se constată ideea deservirii mai multor mine de către un singur depozit central de lemn de mină, cu consum de 300—1200 m^3/zi, la care toate operaţiile sînt mecanizate şi care deservesc mine cu consumuri de minim 50 m^3/zi, la distanţe de maxim 15—20 km. În domeniul aerajului se recomandă adaptarea schemelor secţionate de aeraj cu depresiuni de maxim 300 mm col. apă.

Pentru un singur grup de mine se proiectează spălătorii centrale, cu capacitate de prelucrare de 600—1200 t/h, orientarea fiind în special spre mediile dense.

N. HUSS (R.P.U.)

Determinarea în practică a principalilor parametri ai minei prin procedeul pe obiecte

Autorul, pornind de la o clasificare a factorilor care influenţează asupra parametrilor de funcţionare ai unei mine, analizează cazul determinării acestor parametri pentru un nou cîmp minier limitat de cîmpuri miniere de exploatare, cu care ocazie prezintă o nouă metodă grafică şi analitică de stabilire a amplasamentului puţului de extracţie.

Referatul are o importanţă teoretică, prezentînd o nouă variantă de calcul pentru deschiderea unui cîmp minier.

W. GORKA, M. LESON, W. NOWAKOWSKI şi **W. PARYSIEQICZ** (R.P.P.)

Structura şi exploatarea minelor de cărbuni nou construite din Polonia

Se face o sinteză a tehnicii prevăzute şi realizate la un număr de 40 de noi mine.

În prezent se construiesc mine lipsite de metan sau cu metan puţin, la care, simultan cu reducerea dimensiunilor cîmpului minier, se stabilesc capacităţi majorate de producţie. În proiectele acestor mine se prevăd productivităţi de cca. 4 t/post în subteran şi de cca. 3 t/post pe mină.

În cazul construirii de mine la zăcăminte cu puternice degajări de metan, parametrii de proiectare sînt întrucîtva schimbaţi, în special în ceea ce priveşte volumul mult sporit de lucrări miniere, impuse de necesitatea asigurării unui aeraj mai eficace.

Avansarea abatajelor se prevede a fi de cca. 1,5 m/zi, iar producţia medie zilnică a unui sector revine la 300—800 t în minele grizutoase şi de la 500—1100 t/zi în minele negrizutoase. Se constată tendinţa de centralizare a producţiei, numărul de puncte de încărcare din subteran scăzînd de la 2—3 pe 1000 t în 1945—1950 la 1 pe 1000 t în perioada 1955—1960, iar indicele de concentrare al transportului crescînd de la 0,2—0,4 în minele grizutoase la 0,3—1 în minele negrizutoase. Capacitatea de extracţie pe puţuri a crescut de asemenea de la 5000 la 18 000 t/zi în minele grizutoase şi de la 5000 la 10 000 t/zi în minele negrizutoase în perioada 1945—1960. În prezent minele grizutoase se proiectează cu capacităţi de minim 6000 t/zi, iar cele negrizutoase cu capacităţi de minim 8000 t/zi. Adîncimea de exploatare şi durata de construire a unei noi mine au variat în perioada 1945—1960 de la 400 la 500 m şi respectiv 17—10 ani în cazul minelor grizutoase şi de la 400 la 700 m şi 17—14 ani în cazul minelor negrizutoase.

În scopul accelerării deschiderii noilor mine se folosesc instalaţii de congelare pentru săparea puţurilor pînă la 400 m adîncime, maşini de extracţie de săpare de mare capacitate, maşini de încărcat cu cupa de 0,4—0,6 m^3 capacitate, susţinerea puţurilor cu beton cu agregate din granit şi şist. Totodată, s-a trecut la realizarea simultană a puţurilor de extracţie şi de aeraj şi a majorităţii lucrărilor miniere principale din toate puţurile, în scopul realizării cît mai rapide a unui circuit de aeraj.

L. MORON şi **J. KOLBE** (R.P.P.)

Analiza eficacităţii economice a investiţiilor în industria carboniferă poloneză

Se arată că faţă de perioada 1945—1949, cînd investiţiile în industria carboniferă au fost de 2,5 miliarde zloţi, în perioada 1956—1960 ele au ajuns la 24 miliarde zloţi. Autorii prezintă modul de determinare a unui indice sintetic de eficacitate a investiţiilor, a cărui determinare este exemplificată prin două cazuri de calcule preliminare, în funcţie de sistemul de exploatare adoptat şi care denotă eficacitatea economică a transportului hidraulic pe galerii şi puţuri. În încheiere se face o discuţie a diferitelor elemente folosite pentru stabilirea eficacităţii economice a investiţiilor.

B. VARGHA (R.P.U.)

Folosirea metodelor speciale de săpare a puţurilor în Ungaria

Sînt relatate cazurile de săpare a puţurilor prin metoda coborîrii nivelului apelor subterane, în condiţiile unor formaţiuni acvifere cu ajutorul unor sonde, sau prin vacuum, prin metoda de săpare cu cuvelaj din susţinerea de beton a puţului împinsă cu ajutorul unor prese hidraulice, prin metoda cimentării prealabile şi prin metoda forării cu o instalaţie Salzgitter a puţurilor cu diametrul de 1500 mm, cu viteză de 3—7 m/zi.

P. CHARDON (Franţa)

Săparea mecanizată a puţurilor de secţiune dreptunghiulară

Se arată modul în care s-a săpat un număr de puţuri la o serie de exploatări de uraniu din Franţa. Prezintă interes cazul săpării unui puţ cu secţiune de 3,6×6,5 m, deci oarecum asemănător profilului tipizat în minele noastre de minereuri.

În frontul puţului se forau 100—120 găuri de mină cu lungimi de 1,1—1,5 m sau de 2,20 m. Perforarea găurilor se efectua cu ajutorul unui cadru de perforare suspendat în puţ şi care se fixa în pereţii puţului cu ajutorul unor împingătoare hidraulice. Cadrul dispunea de 6 perforatoare grele de suporţi, a căror poziţie putea fi uşor schimbată. Deservirea cadrului de perforare era făcută de 1 mecanic, urcat pe cadrul de perforare, şi 3 muncitori

în front. Cu ajutorul acestui cadru se perforează 100 de găuri de mină cu lungimi de 1,10—1,50 m în decurs de 3 ore, iar 100 de găuri de mină cu lungime de 2,20 m se execută în decurs de 6 ore. Folosind pentru încărcare un dispozitiv Cryderman şi chible de 1000 l, care erau descărcate automat la suprafaţă, s-au realizat viteze de 1,66—2,2 m/zi, cu productivitate de 7,3—16 m/post. Trebuie subliniat că utilajul pentru mecanizarea perforării, folosit în cadru, urmează să fie modernizat şi adoptat la un profil de săpare de 4,1×2,6 m.

Referatul a prezentat un interes deosebit şi datorită modului de prezentare, care a constat în rularea unui film îngust ce reda clar operaţiile şi utilajele folosite la săpare. Pentru minele metalifere din ţara noastră, unde în cel mai scurt timp trebuie să se sape un volum important de puţuri cu viteze de minim 25 m/lună, rezultatele obţinute prin această mecanizare prezintă un interes deosebit.

W. ARNOLD (R.D.G.)

Folosirea congelării pentru formarea pilierilor de rocă congelată

Se arată că, în cazul unor exploatări de lignit, congelarea formaţiunilor acvifere din acoperişul stratului de lignit se face pe cca. 70—80 m în jurul găurii de sondă, numai după cca. 4 săptămîni. În R.D.G. a fost realizat un nou sistem de congelare ce poate fi denumit „etajată", prin care se realizează congelarea succesivă numai a secţiunii tronson de puţ, care după ce este armată cu tuburi metalice, trece pe decongelare. În acest sens circulaţia agentului frigorifer se face chiar prin segmentele de tuburi, realizîndu-se astfel economii importante la consumul de frigorii.

L. SZABO (R.P.U.)

Stadiul protecţiei contra silicozei şi experienţa noilor metode în industria minieră maghiară

S-a arătat că procentul de silicotici este de 13,9—17,4% în bazinul Pecs, 5,13% în minele Komlo, 58,35% la minele din Recsk şi 4,6—7,3% la celelalte mine, fapt ce a impus intensificarea unor măsuri generale de protecţie, coordonate de comisia de silicoză din cadrul Ministerului Industriei Grele, în colaborare cu inspecţia tehnică minieră de stat. Printre primele măsuri luate s-a numărat şi aceea a stabilirii care este concentraţia de praf periculoasă pentru îmbolnăvire şi care este cantitatea de praf ce poate fi aspirată o perioadă mai lungă de timp fără pericol de îmbolnăvire. Comisia amintită a hotărît folosirea cartotecilor individuale pe muncitori şi determinarea prăfuirii aerului în locurile de muncă în toată industria minieră, pe baza unor principii de metodologie generală. Ca mijloace de combatere se aplică perforajul umed, iar la puşcare perdelele de ceaţă, folosind dispozitivul KF—4, care, la o galerie de 4,5—5,0 m^2 şi o viteză a aerului de 0,4 m/s, realizează în 10 minute ceaţa pe o lungime de 8—10 m, ceea ce permite reducerea prăfuirii cu 50—80%.

Pentru combaterea prafului la perforare, rezultate bune s-au obţinut prin folosirea procedeului cu spumă uscată, în care caz prin sfredel se trimite o soluţie puternică spumantă, la o presiune de 1,5—2,5 at şi care leagă praful într-o spumă consistentă fără a-l umecta.

Acest sistem asigură o captare de 90% a prafului de la perforare, cu neajunsul că viteza de perforare este ceva mai mică decît în cazul perforării uscate.

La minele Recsk s-a prevăzut ca muncitorii ce lucrează în atmosferă cu praf să beneficieze de un program redus de muncă.

L. SIMECEK (R. S. Cehoslovacă)

Protecţia împotriva prafului la lucrările de puşcare

Insistînd asupra faptului că praful rezultat în lucrările de puşcare are o fineţe mai mare decît în cazul perforării sau încărcării, şi anume o dimensiune medie de 1,35 microni, sau 99,2% din particule nu depăşesc 5 microni, sugerează ca mijloc de combatere, aerajul combinat al frontului de lucru deoarece acesta este de 2—3 ori mai efectiv decît sistemul aspirant sau refulant. Prin acest aeraj şi prin montarea pe conducte de aeraj aspirant a unor duze de stropire se poate realiza o captare de cca. 60% a prafului. Folosirea burajului de apă a permis de asemenea reducerea gradului de prăfuire faţă de cazul burajului cu argilă cu 50—80%, iar cercetările au arătat că folosirea în locul apei a soluţiilor de NaCl nu contribuie la o sporire a modului de reţinere a prafului.

Referatul aduce o serie de precizări, care prezintă interes în ceea ce priveşte burajul cu apă şi în special cel cu soluţii de NaCl.

H. BYSTRON, K. MEISSNER şi **W. OPINSKI** (R. P. Polonă)

Procedeele de delimitare şi de lichidare a focurilor de mină

Autorii arată că în scopul înlăturării apariţiei focurilor la minele de cărbuni din R. P. Polonă, lucrările miniere se plasează pe cît posibil, în afara stratelor de cărbuni, volumul de lucrări miniere este minim, zonele exploatării se izolează prin rambleiere hidraulică, iar pentru aeraj se folosesc ventilatoare mici, la care depresiunea este de peste 80 mm col. apă.

Trebuie remarcată atenţia acordată aerajului ca mijloc de împiedicare a focurilor endogene, după o prealabilă determinare şi clasificare a tuturor stratelor de cărbuni din punctul de vedere al posibilităţilor de autoaprindere. Existenţa unui început de foc subteran se determină prin măsurarea conţinutului de bioxid şi de monoxid de carbon în atmosfera unor locuri de muncă, folosind aparatul Goleka, special construit în acest scop. Acest aparat efectuează o determinare în decurs de 20 minute, un laborant putînd lucra simultan la 3 probe de CO. Precizia aparatului este de ± 0,0001% în volum.

În încheiere, autorii au exemplificat modul de lichidare a focurilor prin echilibrarea depresiunii circuitelor de aeraj.

L. SZIRTES (R.P.U.)

Noi metode pentru lichidarea erupţiilor de gaze şi cărbune mărunt

Se descriu metodele folosite în bazinul Pecs, caracterizat prin înclinări de 30—50° şi adîncimi de exploatare de 400—600 m. Aproape jumătate din stratele de cărbuni în exploatare prezintă pericolul erupţiei de gaze şi cărbune mărunt, anual producîndu-se circa 25 de erupţii. Dintre acestea, unele au avut dimensiuni foarte mari, ca de exemplu:

1400 tone cărbune și 300 000 m^3 metan. În general, erupțiile sînt localizate în zonele de tectonizare a stratelor, în punctele de deschidere a acestora prin lucrări miniere.

Una dintre metodele de prevenire constă în reducerea tensiunii rocilor prin forarea spre strat, de la cca. 5 m, a unei găuri de sondă cu diametrul de 100—200 mm, prin care se injectează apă la o presiune de 4—10 atmosfere. Aplicată în 60 de cazuri, metoda a dat rezultatele dorite. În cazul lucrărilor de pregătire pe înclinare în strat, se folosește aparatul G—2, care constă dintr-o piesă hidraulică, cu care este împinsă în cărbune o coloană de tuburi prin care se injectează apă sub presiune, care contribuie la reducerea tensiunii rocilor. În prezent se folosește un dispozitiv mai simplu, care constă din două tuburi telescopice: unul interior, prin care se injectează apă sub presiune în strat, și altul exterior, prin care iese apa. În încheiere, autorul prezintă rezultate ale cercetării fenomenului de erupție prin metode fotoelastice.

Y. HIRAMATSU și **J. KOKADO** (Japonia)

Studierea variației temperaturii aerului în mină

Se analizează din punct de vedere teoretic cauzele variației temperaturii și modul de determinare a temperaturii aerului de mină în puțuri, propunînd, pe baza unui volum mare de încercare, o nouă metodă de calcul al încălzirii aerului din mină.

A. ANASIEWIECZ (R. P. Polonă)

Influența factorului uman la realizarea unei munci productive, respectînd tehnica securității în industria minieră

Autorul analizează factorii subiectivi ai productivității muncii, ajungînd la concluzia că aceasta depinde de calitățile personale ale muncitorului (inteligență, pregătire profesională, calități psihologice) și de gradul de stimulare a muncii. Pentru înlăturarea factorilor care influențează negativ asupra productivității muncii, este necesară crearea unor condiții optime de lucru, încadrarea justă a fiecărui muncitor la munca pentru care este apt, stimularea materială și psihologică și repartizarea de muncitori în grupe de muncitori corespunzători caracterului lor. În continuare, autorul a analizat rolul unor factori ca: atmosfera socială a muncii, rolul personalului tehnic de îndrumare, sistemul corect de salarizare și influența experienței practice. Prezintă interes faptul că în R. P. Polonă sînt întreprinse studii asupra aptitudinii social-psihologice a muncitorilor din brigăzi, a cadrelor de conducere, a mecanicilor mașinilor de extracție etc.

W. GIMM (R.F.G.)

Aspecte comparative asupra erupțiilor de gaze în bazinele europene de cărbuni și săruri

Se face o trecere în revistă a condițiilor în care s-au produs erupțiile mai importante din aceste bazine, în scopul confruntării lor cu diferitele ipoteze teoretice asupra fenomenului de erupții. Autorul afirmă că majoritatea erupțiilor se datoresc unor condiții speciale de presiune a rocilor, apoi modului în care sînt executate lucrările de pușcare, precum și modului în care sînt localizate gazele în rocile respective.

H. F. REINEKE (R.F.G.)

Folosirea amestecurilor gazoase speciale în întreprinderile miniere și metalurgice și cerințele impuse sub aspectul tehnicii măsurării și reglării

S-a analizat problema drenării metanului, insistînd asupra aparatajului unei stații complicate de drenare cu dispozitive de reglare, măsură și protecție, din care unele sînt patente ale autorului. În încheiere, autorul prezintă teoria reglării presiunii gazului.

T. BOLVANY (R.P.U.)

Dezvoltarea și perspectivele carierelor de cărbuni în Ungaria

După o trecere în revistă a rezervelor de combustibil ale țării, se face o prezentare a nivelului actual al carierelor de cărbuni și al dotației lor tehnice. Prezintă interes compararea prețului de cost al cărbunelui în diferitele moduri de exploatare, comparația făcîndu-se în forinți/1 000 000 calorii.

Astfel, în R.P.U., prețul de cost mediu al cărbunelui este de 20 forinți/10^6 calorii, față de 135 forinți/10^6 calorii în cazul exploatării în subteran și de 60—40 forinți/10^6 calorii în cazul exploatării la zi cu capacități de 2000—8500 tone/zi.

W. ARNOLD (R.D.G.)

Probleme economice la deschiderea și exploatarea carierelor de cărbune brun

Se arată că productivitatea muncii în exploatările la zi a fost de 8 ori mai mare decît cea obținută în subteran, iar prețul de cost de 4,8 ori mai mic, 45% din întreaga producție (peste 200 milioane tone/an) obținîndu-se din cariere cu capacități de 5—10 milioane tone/an. Pînă în prezent cea mai mare economicitate au prezentat-o escavatoarele cu rotor și transportoarele cu benzi.

H. MATSCHAK (R.D.G.)

Problemele mecanicii solului și drenării în exploatarea carierelor de cărbuni bruni

S-au prezentat valorile presiunii admise pe sol în funcție de domeniul de consistență, precum și unghiurile de taluz adoptate în cazul diferitelor tehnologii de tăiere a cărbunelui din cariere. În cea de-a doua parte a referatului este analizat aspectul drenării carierelor și al haldelor.

G. HOLLWEG (R.D.G.)

Controlul producției în carierele din R.D.G. ca mijloc de sporire a productivității muncii și reducere a prețului de cost

Se arată modul de organizare și de realizare a controlului procesului de producție, începînd cu folosirea justă a escavatoarelor și terminînd cu cea a posturilor de haldare și a mijloacelor de transport pe tipuri de utilaje.

I. V. BOBROV (U.R.S.S.)

Lupta cu erupțiile de cărbune și gaze în minele din Donbass

Se face o sinteză a experienței sovietice în acest domeniu, expusă mai pe larg în diferite lucrări ale autorului. Dintre metodele de prevenire a erupțiilor se citează: exploatarea prealabilă a stratelor de protecție, forarea găurilor de sondă de control cu diametre de 250—300 mm, pușcarea de zguduire, susținerea cu frigări etc., metoda de interceptare a stratului cu hidromonitorul. Ceea ce este interesant, este faptul că în Donbass există 17 puncte ale Institutului de Cercetări din Makeevka, care studiază fiecare erupție în parte, pregătesc cadrele pentru aplicarea noilor metode de combatere și îndrumă acțiunile de combatere. Datorită aplicării pe larg a mijloacelor de combatere a erupțiilor de gaze și cărbune, în U.R.S.S., deși suprafața de strate periculoase exploatate a crescut de la 310 100 m^2 în 1945—1947 la 11 000 000 m^2 în 1957—1958, totuși numărul specific de erupții a scăzut în aceeași perioadă.

R. FLEISCHER (R.D.G.)

Tehnologia și economicitatea procedeelor de transport în cariere

Se face o analiză a mijloacelor de transport și a condițiilor de folosire pentru vagoane, locomotive electrice, poduri de formare a halelor, benzi transportoare etc.

În cazul lucrărilor de deschidere, cel mai ieftin mijloc de transport este podul de haldare, iar în cazul cărbunilor exploatați în cariere — transportul cu bandă este cu cca. 10% mai ieftin decît transportul pe cale ferată.

Documentare

CZ 622.674

Savenko I. F. și Jdanov V. F.: **Role cauciucate în loc de papuci de ghidaj.** Ugol Ukrainî nr. 7, p. 34.

Pentru a micșora uzura conductoarelor de lemn a coliviilor s-a încercat cu succes înlocuirea ghidajelor metalice fixe cu ghidaje formate din trei role rotative, prevăzute cu bandaj din cauciuc. Rolele prind conductorul de lemn din trei părți, înlocuind frecarea ghidajului fix prin rulare. În felul acesta durata de serviciu a conductorilor crește de 10 ori, frecarea fiind înlocuită prin rulare. Se elimină opririle instalației de extracție necesare pentru înlocuirea ghidajelor fixe.

CZ 622.281.4

Abramson H. I. și Zakovriasin I. I.: **Săparea și susținerea galeriilor principale în minele adînci din Donbass.** Ugol Ukrainî nr. 5 (1960) p. 6—8.

Pentru a accelera viteza de deschidere a minelor noi se analizează problema tipurilor raționale de armături, care permit mecanizarea lucrărilor de montaj, asigurînd totodată rezistența necesară la presiunea rocilor. Din experiență rezultă că pentru galeriile cu profil mare, săpate în condiții geologice și miniere complicate, cea mai corespunzătoare este susținerea inelară din prefabricate de beton armat, pentru care există dispozitive de montaj, ce permit mecanizarea integrală a procesului de susținere.

Folosind prefabricate de beton armat în loc de armături metalice se micșorează volumul săpat al galeriei cu 2% și se realizează o economie importantă de metal și de manoperă.

CZ 622.7:543.422.4

Tudenham W. M. și Zimmerley S. R.: **Analizor cu radiații infraroșii aplicate în minerit.** Engng Min. J. nr. 7 p. 92—94.

Spectrofotometrul cu radiații infraroșii are o largă aplicare la determinarea rapidă și economică a mineralelor în diferite faze ale mineritului, ale preparării minereului sau elaborării produselor finite. Dispersarea radiațiilor se face printr-o prismă de clorură de sodiu; se obțin astfel radiații de 2 la 16 microni lungime de undă. Probele analizate se pot prezenta după natura lor, sub diferite forme: film lichid subțire; film uscat subțire; soluție; suspensie solidă. Ca suport pentru probă, se utilizează un disc din bromură de potasiu, care nu dă spectru de absorbție în regiunea considerată, și deci nu influențează rezultatele. Se pot analiza separat anume minerale sau chiar amestecuri de mai multe minerale. În ultimul caz, se obține o curbă caracterisică, prezentînd particularități ale fiecărui component al amestecului.

CZ 622.7:622.33

* * *: **Prepararea cărbunelui cocsificabil.** Mechanization, nr. 7 p. 54—56.

Într-o uzină de preparare a cărbunelui, se utilizează atît metoda umedă, cît și cea uscată, spre a se produce un cărbune cu procent redus de sulf. Inițial cărbunele trece pe sub un separator magnetic. Apoi se face o clasare, cu cernere și concasare în trepte și cu spălări succesive. Cărbunele curat este desecat prin centrifugare. Se obțin astfel trei sorturi de cărbune: de 152×89 mm; de 89×51 mm; de 51×6,35 mm. Cărbunele sub 6,35 mm, care a fost separat de la sitele vibrante în cursul operațiilor, este săpat cu aer; praful este depus în cicloane, iar bucățile sînt asortate prin zețaj. În diferite puncte ale circuitului tehnologic se iau probe de cărbune.

CZ 622.776:622.33:621—52

* * *: **Controlul automat al densității mediilor dense la prepararea cărbunilor.** Coal Ag. nr. 7, 87—90

Cu ajutorul radiațiilor gama, se poate realiza un control continuu și sigur al densității, la spălarea cărbunilor în medii grele. Principalul element al sistemului este un agregat compus dintr-o sursă de radiații și detector. Agregatul se introduce în conducta de mediu greu în punctul în care se urmărește să se facă un control. Detec-

torul emite un semnal electric; acesta este amplificat şi apoi înregistrat pe o diagramă continuă a densităţii mediului. În plus, semnalul electric acţionează dispozitivul automat de adăugire a apei sau de variaţie a vitezei de alimentare cu magnetic; astfel, se menţine densitatea necesară a mediului de spălare.

CZ 622.753.2:622.33

Thompson, J. V.: **Clasor în contracurent.** In Eng. Min. J. **161** (1960), nr. 7 (iul.), 84—85, 2 fig.

Clasorul umed — cilindro-conic şi cu funcţionare în contracurent — permite sortarea cărbunelui mai mare, fără a fi nevoie de zetaj sau de spălare în mediul greu şi reduce dezvoltarea circuitelor pentru cărbune mărunt. De asemenea, aparatul poate fi utilizat şi la concentrarea minereului de fier. În circuitul de preparare, un astfel de clasor precede o spirală de separare în curent direct. Corpul clasorului are pereţii dubli; admiterea solidului şi a apei se face tangenţial, între pereţi şi la nivele diferite, iar evacuarea este axială — a materialului mai mare pe la partea superioară şi a celui fin pe jos. Materialul mai mare trece la spirala de separare. Rezultatele cele mai bune se obţin grupînd în ordine: două spirale de diluare, un clasor în contracurent şi o spirală de separare. Peste tot, alimentarea se face prin gravitaţie.

CZ 622.33:338.062.214

Tarasenko, N. I., Popov, P. V. şi Sapiro, I. G.: **Mecanizarea extragerii cărbunelui în cursul săpării lucrărilor miniere de pregătire.** In Ugol Ukrainî, **4** (1960), nr. 7 (iul.), 27—28, 2 fig., 1 tab.

Pentru a înlocui metodele de săpare în cărbune a galeriilor de înaintare în strate care prezintă pericol de erupţii şi explozii de cărbune şi gaze s-a încercat cu succes introducerea metodei de săpare prin foraj. În acest scop s-au folosit perforatoare electrice pe coloană, de diverse forme. Cele mai bune rezultate au fost obţinute cu coroana cilindrică compusă dintr-un corp cilindric prevăzut pe periferie cu cuţite armate cu plăcuţe de metal dur care rotindu-se taie un făgaş circular. În mijlocul cilindrului este montat un sfredel cu pană conică, care sfărîmă cilindrul de cărbune care rămîne la centru. Viteza de foraj cu coroana cilindrică de 330 mm diametru este de 2—4 ori mai mare decît aceea obţinută cu alte forme de tăişuri. Totodată pierderile de cărbune rămase în strat se reduc pînă la 8—10%. Se recomandă mărirea puterii perforatorului de la 2,5 kW la 3,5 kW.

CZ 622.233.292:622.33

Hislop J.: **Mecanizarea unei mine de cărbune, prin utilizarea combinelor miniere de cîte 125 CP.** In Iron Coal Trades Rev., **181** (1960), nr. 4801 (22 iul.), 191—202, 10 fig. 6 tab.

Pentru mecanizarea exploatării unui strat de cărbune de 2,20 m grosime (inclusiv două intercalaţii de steril de cîte 75—100 mm), cu acoperiş format din gresii, iar culcuşul din argile, se utilizează combine de tipul cu disc rotativ de 1 270 mm diametru, prevăzut cu dinţi tăietori. Motorul electric, pentru curent trifazic de 50 perioade (500 V), permite o productivitate de 240—300 t/h. Încărcarea se face pe un transportor cu elemente metalice articulate, de 762 mm lăţime. Capul de acţionare al transportorului este prevăzut cu trei lanţuri motoare. În galeria principală de transport, cărbunele este încărcat în vagonete formînd trenuri trase de locomotive electrice. Susţinerea în abataj s-a făcut cu stîlpi metalici telescopici şi grinzi metalice cu consolă. S-a obţinut o producţie medie de 640 t/5 h 30 min, pentru o combină.

CZ 622.742:622.341.1

Fagerberg, B.: **Sită vibrantă pentru minereu de fier.** In Engng Min. J. **161** (1960), nr. 7 (iul.), 88—91, 9 fig., 4 tab.

Sita descrisă cuprinde două rame de ciuruire suprapuse şi înclinate în acelaşi sens, cea superioară avînd deschidere mai mare. Fiecare ramă este prevăzută cu vergele cilindrice, dispuse transversal pe lungimea sitei. Vergelele vibrează şi se rotesc în locaşele de sprijin ale capetelor lor. Prin aceste mişcări se evită lipirea minereului de vergele sau înţepenirea bucăţilor, obţinîndu-se şi un efect de sfărîmare. Deplasarea pe şi prin sită a minereului uscat se face prin gravitaţie. Dimensiunile trecerii sînt determinate prin reglarea înclinării sitei. Ansamblul sitei este închis într-o carcasă, pentru evitarea prafului şi a zgomotului. Se utilizează astfel de site pentru hematit în bucăţi de maximum 150 mm şi cu umiditate de 2—4%. Se separă trei sorturi: 0—10, 10—50 şi peste 50 mm.

CZ 622.7:622.33:621—52

* * *: **Prepararea cărbunelui prin circuite paralele.** In Mechanization, **XXIV** (1960), nr. 7 (iul.), 73—76, 5 fig.

Uzina de preparare studiată primeşte 1 200 t/h cărbune brut, cu 15% steril. Procesul tehnologic este în întregime automatizat; prin televiziune, operaţiile sînt controlate de numai trei oameni. Cărbunele de peste 127 mm este mai întîi concasat, apoi amestecat cu cel sub 127 mm. Prepararea se execută în două circuite paralele independente; fiecare circuit cuprinde site, benzi transportoare, aparate de zetaj, mese de spălare, concasoare şi uscătoare. Cărbunele fin — de dimensiuni sub 4,8 mm — este trecut prin cicloane în care i se reduce conţinutul de apă de la 80 la 55%, apoi pe mese de spălare şi la uscătoare centrifugale. Umiditatea finală a cărbunelui tratat este de 3%. Apa de spălare este reutilizată în circuitul închis.

CZ 662.82

Revici, B. M. şi Cernîh, V. A.: **Consideraţii noi în brichetarea huilei.** In Ugol Ukrainî, **4** (1960), nr. 7 (iul.), 8—11, 4 fig., 2 tab.

Constatîndu-se creşterea granulaţiilor mici în cărbunele extras, care se datoreşte folosirii pe scară largă a combinelor şi maşinilor de havat, se recomandă trecerea la intensificarea brichetării cărbunilor. Pentru extinderea brichetării se consideră necesară folosirea ca liant a bitumului de petrol, care a fost încercat cu succes, obţinîndu-se brichete cu coeziunea şi impermeabilitatea necesară. În procesul de brichetare se acordă o atenţie specială amestecului de liant cu cărbunele, folosindu-se malaxoare care asigură micşorarea timpului de amestecare. Pentru reducerea procentului de liant necesar se recomandă folosirea brichetelor mici, a căror rezistenţă se dovedeşte a fi suficientă cu 4% liant. Un alt mijloc pentru economisirea liantului este alegerea tipului de presă (cu piston sau inelară), care asigură presiuni înalte de brichetare (150—500 kg/cm^2) şi în consecinţă, reducerea conţinutului de liant de la 7—8% la 3—4%. Se recomandă alegerea justă a granulaţiei prafului de cărbune supus brichetării, care poate de asemenea duce la micşorarea procentului de liant. Se descriu utilajele tehnologice folosite în acest scop.

CZ 622.647.2

Poliakov, N. S., Bilicenko, N. I., Vîsocin, E. M. ş. a.: **Role flexibile pentru transportoare cu bandă.** In Ugol Ukrainî, **4** (1960), nr. 7, 32—33, 5 fig., 7 ref. bibl.

Pentru a îmbunătăţi condiţiile de exploatare a benzilor de cauciuc de la transportoarele miniere se fac încercări de înlocuire a reazemelor cu trei role metalice prin role flexibile. Cele mai bune rezultate au fost obţinute cu elemente de reazem în formă de lanţ, prevăzute cu role turnate din material plastic. Zalele lanţului au

forma ovală deschisă și pot fi construite fie din oțel, fie din capron. Capetele lanțului sînt prinse în lagăre, a căror construcție specială se descrie. Încercarea industrială a acestor role s-a făcut la un transportor cu banda de 800 mm lățime, avînd viteza de 1,69 m/s. După șase luni de funcționare nu s-au constatat semne de uzură a elementelor de reazem. Sînt în curs încercările cu elemente de reazem, ale căror axe și role sînt construite din pînză cauciucată sau din bandă transportoare cauciucată. Rolele flexibile din material plastic sau din cauciuc prezintă următoarele avantaje: se micșorează numărul de lagăre; se reduce greutatea de 3—5 ori; datorită îmbunătățirii condițiilor de exploatare crește durata de serviciu a benzilor de transport.

Boar A. și Buchheim V.: **Problemele măsurării presiunii rocilor și mecanica rocilor la exploatarea zăcămintelor de săruri,** Bergakademie 1960, nr. 8 (august), p. 440—453.

Autorii prezintă tehnica și aparatajul folosit pentru măsurători — dispozitive introduse în găuri de sondă și cu înregistrare continuă — și analizează modul în care s-au degradat pilierii și pereții lucrărilor miniere, trăgînd o serie de concluzii asupra modului în care trebuie condusă exploatarea.

CZ 622.731 : 622.333

Kröger, C.: **Comportarea componentelor structurale ale huilei la sfărîmarea selectivă.** In Glückauf. **96** (1960), nr. 14 (2 iul.), 863—871, 15 fig., 3 tab., 9 ref. bibl.

Încercările de a concentra componentele structurale ale cărbunilor au dovedit că prin măcinarea selectivă nedirijată și mai ales dirijată se obțin rezultate mai repede și mai simplu decît prin separarea în medii dense și prin flotație. Componentele mai tari, micrinitul și vitrinitul se sfărîmă în granule fine, în timp ce exircitul, mai plastic, trece în produsul cu granulație mare. Măcinarea are însă loc nu numai de-a lungul limitelor de fază ci și în partea omogenă a granulelor și din această cauză concrescențele se mențin chiar și după măcinări repetate. Comportarea diferită la măcinare a componentelor structurale este pusă în evidență prin curbele granulometrice ale cărbunilor măcinați. După trecerea pînă la patru ori prin separatoare pneumatice, conținutul de exinit s-a mărit de la 13 la 33%. Fuzitul s-a concentrat în produsul de granulație de mărimea grișului. Substanțele minerale — în special caolinul — s-au concentrat de asemenea în clasele cu granulație mare. Eliminarea granulațiilor fine prin măcinare dirijată conduce la rezultate mai bune decît măcinarea nedirijată.

CZ 622.43.001.57:622.82

Viskoboinikov, V. I.: **Stabilirea unui regim favorabil de aeraj al minei cu ajutorul modelului electric în cursul lichidării unui foc subteran.** In Ugol Ukrainî, **4** (1960), nr. 7 (iul.), 16—20, 3 fig., 1 tab., 3 ref. bibl.

Pentru combaterea eficace a focurilor de mină este necesară stabilirea regimului optim de aeraj și determinarea măsurilor efective pentru realizarea lui, ținînd seamă de degajarea căldurii și de gazele toxice, care modifică în mod radical repartizarea aerului în rețeaua de aeraj și pot astfel provoca răsturnarea curenților de aer. Se expun metode de calcul al aerajului cu ajutorul unui model electric în condițiile unui foc subteran puternic. Metoda constă în calculul și determinarea parametrilor de bază ai curentului de aer care trece prin focarul incendiului.

Datele teoretice obținute prin calcul au fost verificate într-o mină experimentală, realizîndu-se reducerea temperaturilor și variația presiunilor, vitezei și cantităților de aer la interval de 4 minute. Au fost determinate valorile minimale ale depresiunii termice și temperaturii medii într-un puț înclinat, în care s-a produs focul. Curentul de aeraj se oprește și se inversează în cazul cînd aceste valori sînt depășite. S-a constatat că temperatura focarului în zona arderii active și intensitatea de propagare a focului depind în special de umiditatea lemnului de mină folosit la susținere. În cazul lemnului de mină uscat temperatura focarului poate ajunge la 1 000—1 000°C, iar întreg perimetrul puțului înclinat este cuprins de foc în timp de 15—20 minute.

Margulis M. E., Gruhin I. V. și Erengulov E. T.: **Succesele constructorilor de mine din Djeskozkan la săparea puțurilor.** Șahtnoe stroitelstvo, 1960, nr. 9 (septembrie), pp. 18—20.

Vitezele medii de săpare a puțurilor în această regiune sînt de 7—8 m/lună, față de 15—17 m/lună, — viteza medie în U.R.S.S. La săparea unui puț cu diametrul de 6,6 m săpat în gresii cu un debit de apă de 5 m^3/h, s-a realizat în iunie 1960 viteza de 104,2 m/lună. Înaintarea medie pe ciclu a fost de 1,86 m, productivitatea muncii fiind de 2,95 m^3/post, iar economia realizată a depășit 700 000 ruble.

Korlov A. F. și alții: **Cauzele distrugerii susținerii ancorate.** Șahtnoe stroițelstvo, 1960, nr. 9 (septembrie) pp. 20—23.

Principalele cauze ale distrugerii susținerii ancorate sînt incorecta plasare a ancorelor și întîrzierea cu care se face montarea ancorelor după săparea lucrării miniere.

Boikov A. B.: **Reducerea secțiunii lucrărilor miniere în curbe,** Șahtnoe stroitelstvo, 1960, nr. 9 (septembrie), pp. 5—7.

Pentru reducerea cheltuielilor de săpare se propune reducerea secțiunii lucrărilor miniere în curbe, în funcție de dimensiunile reale ale utilajului de transport. La o mină cu o capacitate de producție de 600—900 mii t/an, această măsură permite reducerea volumului de extracție cu 400 m^3 la fiecare circuit de puț.

Cistov A. V. și Gubkin I. V.: **Săparea suitorilor cu găuri lungi la sonde.** Bezopasnosti truda v promîșlenosti, 1960, nr. 9 (septembrie), pp. 26—27.

Pentru săparea unor suitori, cu ajutorul sondezei BA—100, s-au forat în cuarțite feruginoase găuri de sondă, care se încărcau cu exploziv și se pușcau pe secțiuni. La o secțiune de 3,5 m^2 se forau cinci găuri de sondă centrale și patru periferice. Cele mai bune rezultate s-au obținut în cazul în care încărcătura de exploziv se întindea pe cinci metri de gaură.

Kotenko N. B. și Sveț V. V.: **Nou utilaj pentru tăierea fără explosivi a cărbunilor la săparea galeriilor.** In Bezopasnosti truda v promîșlenosti 1960, nr. 9, (septembrie), pp. 25—26.

În Donbas s-a experimentat tăierea cărbunilor la săparea galeriilor cu ajutorul sondezei S-B, modificate, cu care se realizează găuri cu diametrul de 250 mm și lungimea de 12 m.

În aceste condiții degajarea stratului de cărbune s-a făcut mai intens, iar productivitatea muncii crește simțitor, dat fiind că numai cu doi muncitori se poate realiza săparea unei galerii cu secțiunea de 11 m^2.

Vezdenikov I. V.: **Complexul OMK.** Buletin tehniko-ekonomiceskoi informații, 1960, nr. 8, (august), pp. 8—10.

Complexul de mecanizare a abatajelor frontale este destinat exploatării stratelor de mică înclinare, cu grosimi de 2,2—3,0 m și roci înconjurătoare slabe.

Complexul constă din combine KU-60, susținere mecanizată OMK-1 și o serie de alte utilaje auxiliare. În luna martie 1960 acest complex a realizat în medie 175 t/schimb, cu o productivitate în abataj de 12,6 t/post și un consum de lemn de 3,7 m^3/1 000 t.

Batalin A. S. și Surkov A. L.: **Lărgirea domeniului de folosire a procedeului suflant de aeraj.** Bezopasnosti truda v promîșlenosti, 1960, nr. 9 (sept.), pp. 23—25.

Autorii prezintă concluziile unei analize efectuate în minele din Kusbas, pentru alegerea sistemului optim de aeraj. Din această analiză rezultă că prin adoptarea sistemului suflant frecvența apariției focurilor se reduce cu 40% și în cazul opririi ventilatorului, oricare ar fi regimul de aeraj, degajările de metan sînt la fel de mari.

Merculov I. N. și Bruk S. I.: **Combine SK—1.** Buletin tehniko-ekonomiceskoi informații, 1960, nr. 8, (august), pp. 6—8.

Noul tip de combină este destinat tăierii frontale a cărbunilor cu tărie medie, din stratele cu grosimi de 1,6—2,4 m și înclinări mici. Tăierea se face cu un melc cu diametrul de 1 100 m și lățimea de 1,8—2,3 m. Combina poate realiza tăierea a 1,6—1,9 t/min., sau o producție maximă de 510 t/schimb, are o productivitate în abataj de 12,8 t/post, față de 9 t/post cît se realiza cu combina Donbas. Prin tăiere se obțin 42—43% bucăți de cărbune, cu dimensiuni mai mari de 25 mm.

CZ 622.33.015:622.69

Bar I.: **Tehnologia lucrărilor de descopertare și a transportului la carierele R.D.G.** In Gornîi, J. **135** (1960), nr. 8, (august), 18—23, 5 fig., 2 tabele.

Procesele tehnologice aplicate în R.D.G. la exploatările la zi sînt orientate în două direcții: prima prevede utilizarea excavatoarelor cu cupe multiple în combinație cu poduri transbordoare pentru haldarea rocilor, iar a doua — folosirea excavatoarelor cu rotor, evacuarea rocilor făcîndu-se în acest caz fie cu vagoane de cale ferată, fie cu transportoare cu bandă. În primul caz, podul transbordor se deplasează pe șine de-a lungul frontului de abataj, a cărui lungime este de cîțiva kilometri; în al doilea caz excavatoarele cu rotor sînt montate pe șenile, iar evacuarea rocilor se face în special cu transportoare cu bandă. Se arată că în general lucrările de descopertare executate cu excavatoare cu rotor sînt cele mai economice. Se trec în revistă tipurile cele mai moderne existente în R.D.G. de: excavatoare cu cupe multiple a căror productivitate este cuprinsă între 1 000 și 2 400 m^3/h, poduri-transbordoare cu lungime pînă la 300 m; excavatoare cu rotor cu capacitate de 1 600 m^3/h și 3 450 m^3/h. Se descriu mijloacele existente de transport al rocilor pe linii de cale ferată (vagoane și locomotive). Se arată avantajele tehnice și economice pe care le prezintă transportoarele cu bandă în comparație cu transportul feroviar.

CZ 622.34:622.272

Rabil V. B.: **Starea și dezvoltarea metodelor de exploatare la mina din Mirgalimsaisk.** In Gornîi, J., U, **135** (1960), nr. 8 (august), 23—31, 6 fig., 2 tabele.

După o scurtă descriere a particularităților geologice și miniere ale zăcămîntului polimetalic din Mirgalimsaisk se trece la descrierea celor trei metode de exploatare folosite în prezent: cu camere și stîlpi, împușcarea făcîndu-se cu găuri de mină adînci în corpuri cu înclinare pînă la 35—40°; cu transportul minereului sub efectul exploziei în corpuri cu înclinare de 35—60°; metoda galeriilor direcționale pe subetaje cu înmagazinare în corpuri cu înclinarea peste 60°. Pentru susținerea acoperișului camerelor s-a încercat cu succes ancorarea cu buloane de 2,5—3 m lungime. Metodele de exploatare cu înmagazinarea minereului prezintă numeroase inconveniente și lipsuri. Metoda cea mai eficace este aceea cu transportul minereului pe distanța de 25—30 m sub efectul exploziei, blocurile desprinse alunecînd pe înclinare spre pîlniile de evacuare. În viitor se prevede extinderea acestei metode, astfel ca 20% din minereu să fie extras prin aplicarea ei. Metoda de exploatare cu camere și stîlpi va servi pentru extragerea restului de minereu.

CZ 622.264:338.062.51

Voloșin V. B.: **Intr-o lună s-au săpat 501 m de galerie direcțională.** In Ugol Ukrainî, **4** (1960), nr. 8, (aug.) 35.

O brigadă complexă compusă din 36 de minieri împărțită în patru schimburi, lucrînd după graficul „patru cicluri în 24 ore" a realizat săparea într-o lună a 501 m de galerie direcțională de transport în steril cu profil de 14 m^2. Se descrie organizarea lucrărilor de săpare și de susținere cu arce metalice. S-a folosit următorul utilaj: ciocane perforatoare pneumatice, amorse electrice, ventilatoare axiale tubulare electrice VT-0,6 și „Prahodtka 500-2 m", mașini de încărcat pneumatice PPM-4, locomotive electrice 8 ARP-900.

CZ 622.522:622.349.2

Umkovskaia N. F.: **Dirijarea regimului apelor subterane și metodele de calcul al sistemelor de drenaj în condițiile unui raion carstic.** In Gornîi J., U. **135** (1960), nr. 8, (august), 36—41, 3 fig.

Pentru combaterea eficientă a viiturilor subterane de ape care împiedică exploatarea în bune condiții a zăcămintelor menționate de bauxită, se stabilește baza teoretică a dinamicei apelor subterane în masivele respective. În acest scop se propune metoda grafoanalitică de calcul, bazată pe modelarea grafică a regiunii de filtrare, ținînd cont de materialele concrete privitoare la bazinul dat. Cu ajutorul metodei grafoanalitice se pot rezolva următoarele probleme: repartizarea viiturilor de ape între mine sau între grupuri de lucrări miniere drenante; variația debitelor de apă spre centrele de drenare în funcție de variațiile parametrilor de drenaj, construirea curbelor de depresiune pentru oricare schemă de amplasare și de debite ale instalațiilor de drenare; determinarea timpului necesar pentru asecarea unui sector al cîmpului minier, corespunzător debitelor date ale instalațiilor de drenare. Se arată că metoda propusă este simplă și permite executarea calculelor hidrodinamice ale sistemelor de drenaj cu precizie suficientă pentru scopuri practice.

CZ 622.647.1—83

Eiderman B. A.: **Economia de energie electrică la funcționarea transportoarelor cu raclete.** In Ugol Ukrainî, (1960), nr. 8 (aug), 13—14, 1 fig.

Micșorarea consumului de energie electrică și a puterii motoarelor electrice de acționare a transportoarelor cu raclete, cu menținerea totodată a productivității lor, se poate obține prin micșorarea frecării între materialul transportat și jgheabul transportorului, procedîndu-se la emailarea acestor jghiaburi. Pentru a împiedica uzura stratului acoperitor de email, alunecarea lanțului cu raclete se face pe șine din oțel lat fixate pe fundul jgheaburilor. Calculîndu-se puterea consumată, se constată că în cazul folosirii jgheaburilor emailate se obține o micșorare a consumului de energie electrică cu 22—32% în funcție de tipul transportorului cu raclete întrebuințat. In cazul transportoarelor KSP—1 M sau KSR—1, numărul de patru motoare de 22 kW fiecare poate fi redus la trei, iar în cazul transportoarelor SKR—20 cu jgheaburi emailate, motorul de acționare de 22 kW poate fi înlocuit cu unul de 15 kW.

TRAIAN TR. NEGRESCU

In ziua de 23 decembrie 1960, a încetat din viaţă academicianul profesor doctor inginer Traian Tr. Negrescu, întemeietorul şcolii metalurgice romîneşti şi una din cele mai reprezentative figuri ale ştiinţei şi tehnicii din ţara noastră.

Născut la 3 ianuarie 1900, în Bucureşti, a urmat cea mai mare parte din cursul secundar la liceul „Matei Basarab" din capitală şi a absolvit liceul, în refugiu, în Moldova, în timpul primului război mondial. A frecventat cursurile anului întîi al Facultăţii de matematici din Iaşi şi apoi a intrat prin concurs la Şcoala Naţională de Poduri şi Şosele din Bucureşti, care s-a transformat în anii următori în Şcoala Politehnică, de unde, în 1922, Traian Negrescu a obţinut diploma de inginer de mine şi metalurgie.

In noiembrie 1922, este numit asistent la Politehnica din Bucureşti, iar în 1924 pleacă în străinătate ca bursier pentru specializare. După un stagiu de lucru ca inginer în una din uzinele siderurgice franceze, începe studiile pentru doctorat la Sorbona, sub conducerea prof. G. Urbain. In 1927 susţine teza de doctorat în fizică, cu lucrarea „Recherches experimentales d'analyse spectrale quantitative sur les alliages métalliques"; în această lucrare Tr. Negrescu a pus, pentru prima dată, bazele spectrografiei cantitative la aliajele metalice. In paralel, Traian Negrescu a lucrat cu savanţii suedezi C Benediks şi A. Westgren, contribuind la rezolvarea problemei compoziţiei şi structurii carburilor de crom din oţelurile aliate, rezultatele obţinute fiind publicate în Suedia şi Anglia.

Reintors în ţară în 1927, este numit conferenţiar de siderurgie la Institutul Politehnic din Bucureşti, unde ulterior a predat toate disciplinele metalurgiei: prepararea minereurilor, maşini metalurgice, metalurgie neferoasă, siderurgie şi metalurgie fizică, pentru care a editat şi primele cursuri şi materiale litografiate. In 1934 devine profesor de metalurgie. Din anul 1948, profesorul şef de catedră Tr. Negrescu a predat numai metalurgia fizică, creînd laboratorul de metalurgie fizică de la Institutul Politehnic Bucureşti, care a constituit baza şi punctul de plecare al tuturor cercetărilor metalurgice din ţara noastră.

In decurs de 33 ani prof. Tr. Negrescu a predat discipline ale metalurgiei viitorilor ingineri de mine şi metalurgie, chimişti industriali, mecanici şi mai tîrziu metalurgi realizînd o minunată îmbinare a fondului cu forma şi cucerind auditoriul prin bogăţia şi claritatea minţii sale, prin căldura sufletească ce o punea în fiecare frază, prin simplitatea şi frumuseţea în care ştia să îmbrace şi să lămurească şi cele mai aride noţiuni şi teorii.

Paralel cu activitatea didactică, prof. Tr. Negrescu a desfăşurat o vastă activitate ştiinţifică, tehnică şi organizatorică ocupînd funcţiuni în instituţii şi întreprinderi de stat.

Activitatea ştiinţifică, în afara celei amintite anterior, s-a referit la aspectele fundamentale ale echilibrelor zgurilor în stare lichidă, cu privire specială la puterea de desulfurare a zgurilor de furnal înalt şi capacitatea oxidantă a zgurilor din cuptoarele de afinare; în ultimul timp a lucrat la studierea modificărilor suferite de fier în timpul încălzirii şi fundamentării pe aceste baze a cauzelor fragilităţii fierului şi aliajelor sale.

A ocupat funcţia de decan al Facultăţii de Metalurgie şi de prorector şi rector al Institutului Politehnic din Bucureşti.

In domeniul tehnic şi organizatoric a avut o vastă activitate în calitate de director general în Ministerul Industriei şi Comerţului, la Uzinele Metalurgice Hunedoara, la RIMA etc.

A fost directorul Secţiei de Mine şi Metalurgie din Institutul Naţional de Cercetări Tehnologice şi colaborator şi apoi şef de secţie în Institutele de Fizică şi Mecanică Aplicată ale Academiei R.P.R.

In 1955, ca o recunoaştere a meritelor sale ştiinţifice, tehnice şi didactice a fost ales direct membru al Academiei R.P.R. In această calitate, ca membru al secţiei de ştiinţe tehnice şi ca membru al biroului acestei secţii, a contribuit la înfiinţarea Centrului de Cercetări Metalurgice, pe care la început l-a condus ca preşedinte al Consiliului Ştiinţific şi mai tîrziu şi în calitate de director.

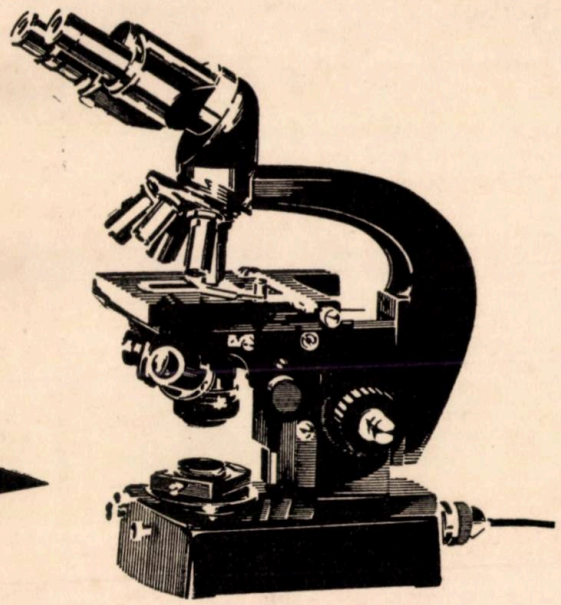
La Centrul de Cercetări Metalurgice a depus o neobosită activitate pentru ridicarea nivelului ştiinţific al cercetării metalurgice şi abordarea aspectelor fundamentale ale problemelor, însă întotdeauna cu grija de a nu pierde legătura cu practica.

Pentru meritele sale deosebite, Prezidiul Marii Adunări Naţionale a Republicii Populare Romîne i-a acordat Ordinul Muncii.

Dispariţia fulgerătoare dintre noi a academicianului prof. ing. dr. Tr. Negrescu constituie o grea pierdere pentru ştiinţa, tehnica şi învăţămîntul din R.P.R.

I. P. 2, c. 4657

Microscopul NfpK



Rugăm cereți prospectul „30 NfpK"

- Microscop mare de cercetare pentru observări prin iluminare directă și prin reflecție
- Iluminarea montată în interior,
- Reglaj coaxial general și fin
- Sistem de iluminare pancratic cu revolver cu trei condensoare
- Masă coaxială cu cruce
- Revolver de obiectiv cu 5 lentile
- Posibilități de observare monoculară și binoculară
- Obiective acromatice, apocromatice și planacromatice cu protecția preparatelor

VEB Carl Zeiss JENA

Republica Democrată Germană

MICROSCOAPE

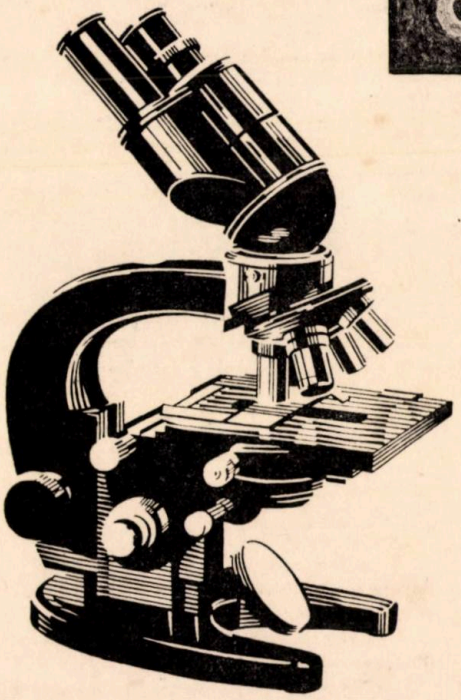
pentru cercetări și practică

cîmp luminos

contrast de faze

polarizare

cîmp întunecat



Rugăm cereți prospectul „30/Lg"

VEB Carl Zeiss JENA

Republica Democrată Germană

„REVISTA MINELOR", organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R., al Ministerului Industriei Grele — Direcția Generală Minieră și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere). Redacția: Administrația și casieria București, Str. Ioan Ghica nr. 3. Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon: 13.07.30 și 16.78.78 — Abonamente se primesc la sediile filialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabili cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Publicațiile tehnice A.S.I.T. 070124 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, A.S.I.T.", București — Tarif pentru întreprinderi: lei 100 anual. — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: Revista Metalurgia și construcția de mașini lei 48 anual, iar celelalte reviste tehnice lei 30 anual.

I. P. 2, c. 4657

Lei 5

E 1433

KAT

Revista MINELOR

REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAG. 49–96
FEBRUARIE
1961

2

ASIT
BUCUREȘTI

Februarie
1961
Anul XII
Nr. 2

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. AL MINISTERULUI INDUSTRIEI GRELE – DIRECȚIA GENERALĂ MINIERĂ ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI – DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.07.30 și 13.57.28

CUPRINS

Pagina

GURAU A.: Despre importanța fisurilor de sprijin în studiile microtectonice ale zăcămintelor . . . . . 51—62

BADESCU I., ANDRONESCU A. și DUMA N.: Considerații privind metageneza filonului Firizan (Ilba) . . . . . 62—72

DIMOFTACHE I., BUMBACESCU S. și OPREA N.: Analiza gazelor de ardere de la locomotivele Diesel . . . . . 73—76

PAUL E.: Cu privire la eficacitatea podurilor de siguranță orizontale utilizate la adîncirea puțurilor de mină . . . . . 77—82

NOTE

* * * Construirea și utilizarea unui screper mic . . . . . 83—84

* * * Folosirea „metodei în paralel" la săparea unui puț cu profil circular 84—87

RECENZII

* * * Probleme de preparare a substanțelor minerale utile la Congresul minier de la Budapesta (12—27 septembrie 1960) . . . . . 88—90

DOCUMENTARE

„REVISTA MINELOR", organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R., al Ministerului Industriei Grele — Direcția Generală Minieră și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere). Redacția: Administrația și casieria București, Str. Ioan Ghica nr. 3. Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon: 13.07.30 și 16.78.78 — Abonamentele se primesc la sediile filialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabili cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Publicațiile tehnice A.S.I.T. 070124 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, A.S.I.T., București — Tarif pentru întreprinderi: lei 100 anual. — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: Revista Metalurgia și construcția de mașini lei 48 anual, iar celelalte reviste tehnice lei 30 anual.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR

REVISTA MINELOR

ANUL XII — NR. 2 — FEBRUARIE 1961

СОДЕРЖАНИЕ

Гурэу А.: *О важности опорных трещин в микротектоническом изучении залежей.*
Показывается возможность определения направления движения блоков сбросовых нарушений, путем применения микротектонического метода анализа опорных трещин, предложенного автором. Показывается необходимость применения этого метода в процессе разведочных и эксплуатационных горных работ, когда рудная жила или слои полезного ископаемого исчезали в забой из-за какого-нибудь сбросового нарушения. Детально описывается метод микротектонического анализа и как был конкретно применен в расшифровке одного сброса месторождения Лешул Урсулуй в горах Бистрицы.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, СТР 51—62

Бэдеску И., Андронеску А. и Дума Н.: *Соображения относительно металлогенезиса жилы Фиризан (Илба).*
Авторы дают геологическое описание месторождения, некоторые калькографические и петрографические замечания о минерализации жилы Фиризан, а также и микроскопическое описание идентифицированных металлоносных минералов.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, СТР 62—72

Димофтаке И., Бумбэческу С. и Опря Н.: *Анализ газов горения локомотивов Дизель.*
Даются результаты определений, произведенных в выхлопных трубах перед входом газов в газопромыватель, к которому приспособлен вентиль из медной трубы диаметром в 4 мм и м 100 мм длины, которые соединялись с коллектирующими приспособлениями посредством резиновой трубки. Исследуемыми газами были CO_2, CO, NO_2 и SO_2.
На основании полученных результатов можно приступить к регламентированию пределов концентраций токсичных газов в продуктах горения локомотивов Дизель, используемых под землей.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, СТР 73—76

Паульь Е.: *Об эффективности горизонтального предохранительного полка, применяемого при углублении шахтных стволов.*
Статья является кратким обзором более обширной работы, описывающей метод расчета предохранительных полков, разработанный на основе новейшей литературы и личного опыта автора в горном деле, пригодный для оценки предохранительных полков, используемых при углублении шахтных стволов. В продолжении рассматривается эффективность горизонтальных предохранительных полков, расчеты относятся к горизонтальному предохранительному полку определенной характеристики.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, СТР 77—82

* * *: *Конструкция и использование небольшого скрепера.*
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, СТР 83—84

* * *: *Использование „параллельного метода" при проходке шахт кольцевого профиля.*
Revista Minelor, XII (1961) Nr. .2, СТР 84—87

Проблемы обогащения полезных ископаемых на горном конгрессе в Будапеште (12—17 *сентября 1960 г.*).
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, СТР 88—90

ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Gurău A.: *The importance of support fissures in the microtectonic studies of coal basins.* The possibilities are pointed out of determining the displacement direction of fault divisions, by using the microtectonic method proposed by the author for the analysis of support fissures. The necessity is emphasized of applying this method in mining works, when the vein or useful stratum disappears from the working place owing to a fault. A detailed description is given of the microtectonic analysis method and of the way in which it has been applied for identifying a fault at the Leşul Ursului basin, in the Bistritza Mountains.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 51—62

Bădescu I., Andronescu A. and Duma N.: *Considerations on the metallogenesis of the Firizan (Ilba) vein.* The authors present a geological description of the deposit and some calcographic and petrographic observations on the mineralization of the Firizan vein. A microscopic description of the identified metallic minerals is also included.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 62—72

Dimoftache I., Bumbăcescu S. and Oprea N.: *Analysis of combustion gases in Diesel locomotives.* Results are given of determinations made on exhausting pipes prior to the penetration of gases in the washing pot. A valve made of copper pipe 4 mm in diameter and 100 mm long was adapted to the pipes which were coupled with the collecting devices by means of a rubber tube. The gases studied were CO_2, CO, NO_2 and SO_2.
The results obtained can serve as a basis for studies concerning the regulation of the limits of toxic gas concentrations in combustion gases produced by the Diesel locomotives used underground.
Revista Minelor, XII (1961) N. 2, p. 73—76

Paul E.: *Observations on the efficiency of horizontal safety bridges used in shaft sinking works.* This paper is a summary of a more extensive work devoted to the practical application of a computation method based on up-to-date literature and personal information in the field of mining activities.
The method suggested is suitable for studying the safety bridges used in shaft sinking works.
Further investigation is carried out, as an immediate application, on the effectiveness of horizontal safety bridges. The calculus refer to a horizontal bridge with well-defined characteristics.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 77—82

* * *: *Construction and utilization of a small scraper.*
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 83—84

* * *: *Using „the parallel method" for digging a circular shaft.*
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 84—87

REVIEWS

Problems connected with the preparation of useful mineral substances, discussed at the Mining Congress held in Budapest, between the 12th and 17th September 1960.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 88—90

DOCUMENTATION

INHALT

Gurău A.: *Über die Bedeutung der strahlenförmigen Risse für die mikrotektonische Untersuchung der Lagerstätten.* Durch die mikrotektonische Untersuchung der strahlenförmigen Risse einer Lagerstätte, kann die Möglichkeit geschaffen werden, die Verschiebungsrichtung der verschiedenen Verwerfungsabteilungen zu bestimmen. Dieses vom Verfasser vorgeschlagene Verfahren soll in der Gewinnung als auch in der bergmännischen Forschung angewandt werden, besonders wenn der Erzgang oder das Flöz wegen einer Verwerfung aus dem Stosse verschwindet.

Weiter wird das Verfahren der mikrotektonischen Untersuchung ausführlich beschrieben und ein praktisches Anwendungsbeispiel der Lösung einer Verwerfung in der Lagerstätte von Leşul Ursului im Bistritzagebirge gegeben.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, S. 51—62

Bădescu I., Andronescu A. und Duma N.: *Betrachtungen auf die Metallogenesis des Firizanganges (Ilba).* Die Verfasser geben eine geologische Beschreibung der Lagerstätte und machen einige chalkographische und petrographische Beobachtungen über die Versteinerung des Firizanganges bekannt. Weiter beschreiben die Verfasser die mikroskopische Gestaltung deri identifizierten Erzmineralien dieses Ganges.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, S. 62—72

Dimoftache G., Bumbăcescu S. und Oprea N.: *Die Analyse der Rauchgase bei den Diesellokomotiven.* Man gibt die Ergebnisse der Bestimmungen wieder, die mit Hilfe einer an den vorderen, dem Auspufftopf vorgehenden Teil des Auspuffrohres über ein Gummirohr und ein aus 4 mm dickem und 100 mm langem Kupferrohr angefertigtes Ventil angeschlossenen Sammelvorrichtung durchgeführt worden sind. Die analysierten Gase waren das CO_2, CO, NO_2 und SO_2. Auf Grund der erzielten Ergebnisse können die Studien über die Bestimmung der Giftgaskonzentrationsgrenzen in den Rauchgasen der unter Tage betriebenen Diesellokomotiven beginnen.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, S. 73—76

Paul E.: *Über die Wirksamkeit der horizontalen Sicherheitsbühnen beim Schachtabteufen.* Der Aufsatz ist eine Zusammenfassung einer umfangreicheren Arbeit in der, auf Grund der Fachliteratur und der eigenen Erfahrung des Verfassers, eine für die Studie der Sicherheitsbühnen beim Schachtabteufen geeignete Berechnungsmethode vorgeschlagen wird. Als nächste Anwendung wird die Wirksamkeit der horizontalen Sicherheitsbühne behandelt, wobei sich die Berechnung auf eine horizontale bekannte Bühne bezieht. Man kommt zu dem Schluss, dass eine solche Bühne den heutigen Erfordernissen nicht entspricht; durch Versuche auf verschiedenen gestalteten Sichercheitsbühnen, ist eine andere Bauart von grösserer Wirksamkeit zu schaffen.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, S. 77—82

* * *: Aufbau und Betrieb eines Kleinschrappers.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, S. 83—84

* * *: *Anwendug des „Parallelverfahrens' beim Abteufen eines Rundschachtes.*

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, S. 84—87

BUCHERBESPRECHUNGEN

Fragen der Aufbereitung von nutzbaren Mineralien bei der bergmännischen Budapester-Tagung (12—17 Sept. 1960).

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, S. 88—90

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Gurău A.: *Sur l'importance des fissures radiales dans l'étude microtectonique des gisements.* On fait la démonstration des possibilitées de détermination du sens et de la direction du déplacement des compartiments de failles, en utilisant l'analyse microtectonique des fissures radiales proposée par l'auteur. L'application de la méthode est utile dans les travaux miniers d'exploitation et d'exploration quand le filon ou la couche utile disparaissent du front à cause d'une faille. On fait une description detaillée de la méthode d'analyse microtectonique, avec un exemple d'application pratique dans la résolution d'une faille du gisement de Leşul Ursului dans les monts de Bistritza.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 51—62

Bădescu I., Andronescu A. et Duma N.: *Considérations sur la métallogénèse du filon Firizan (Ilba).* Les auteurs font une description géologique du gisement en donnant quelques observations chalcographiques et pétrographiques faites sur la minéralisation du filon Firizan ; ils font ensuite une description microscopique des minéraux métallifères identifiés.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 62—72

Dimoftache I., Bumbăcescu S. et Oprea N.: *L'analyse des fumées aux locomotives Diesel.* On donne les résultats des déterminations effectuées sur les tuyaux d'échappement avant l'entrée des gaz dans le pot d'échappement, en y ajustant une valve confectionnée d'un tuyau en cuivre de 4 mm de diamètre et 100 mm de longueur, couplée aux dispositifs collecteurs par l'interposition d'un tuyau en caoutchouc. Les gaz analysés ont été le CO_2, CO, NO_2 et SO_2.

À l'aide des résultats obtenus, on peut commencer l'étude de la détermination des limites de concentration des gaz toxiques dans les fumées des locomotives Diesel utilisées dans le souterrain.

Revista Minelor, XII (1961) N. 2, p. 73—76

Paul E.: *Sur l'efficacité des plate-formes de sureté horizontales au foncage des puits.* L'article est un résumé d'une étude plus détaillée qui cherche à établir une méthode de calcul pour les plate-formes de sûreté utilisées au fonçage des puits, méthode basée sur la littérature actuelle et sur la pratique de l'auteur. Comme application immédiate on fait le calcul de l'efficacité d'une plate — forme horizontale à certaines caractéristiques bien précisées.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 77—82

* * * : *Construction et utilisation d'un excavateur trainant à petites dimensions.*

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 83—84

* * *: *L'utilisation de la „méthode en parallèles" au fonçage d'un puits circulaire.*

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 84—87

COMPTES—RENDUS

Problèmes de préparation des substances minérales utiles au congrès minier de Budapest (de 12 à 17 Sept. 1960).

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 2, p. 88—90

DOCUMENTATION

LEFORDITVA
1734 Bá 9/61

Despre importanța fisurilor de sprijin în studiile microtectonice ale zăcămintelor

Geolog A. GURĂU

Avîntul pe care l-a luat în țara noastră în anii puterii populare, punerea în evidență a noi zone mineralizate și descoperirea de noi zăcăminte de substanțe minerale utile, atît de necesare industriei noastre socialiste în plină dezvoltare, impune o pregătire la un nivel cît mai înalt a cadrelor geologice, care se ocupă cu prospectarea, explorarea și exploatarea zăcămintelor de substanțe minerale utile și introducerea de metode noi de cercetare. Congresul al III-lea al P.M.R. prevede că volumul lucrărilor de cercetări geologice va crește în perioada 1960—1965 cu 65—70% mai mult decît în cei șase ani anteriori.

Succese frumoase în domeniul cercetărilor geologice s-au văzut acolo unde geologii au făcut cercetări pe echipe complexe, unde au întrebuințat mai multe metode de cercetare asupra unui zăcămînt și unde au putut ajunge astfel la concluzii unitare în probleme ce privesc legile de răspîndire a substanței minerale utile în zăcămînt. O nouă metodă care a început deja să fie aplicată la studiul zăcămintelor este microtectonica.

Microtectonica se ocupă cu studiul elementelor tectonice de dimensiuni medii, cuprinse între limita inferioară a observației cu ochiul liber pînă la ordinul zecilor de metri [5] (cute, linii, plane, cum sînt faliile, fisurile etc.).

În țara noastră, studiile microtectonice se fac relativ de puțin timp și putem spune că ne aflăm încă în faza de început a aplicării microtectonicii ca metodă de cercetare a zăcămintelor.

La București, această orientare au dat-o profesorii : Al. Codarcea, V. Ianovici și Gh. Murgeanu, iar la Iași prof. Mircea Savul. Ei au fost primii care au sesizat lipsa, dar în același timp și necesitatea aplicării în țara noastră a acestei metode de cercetare geologică. În prezent, interesul față de această metodă a crescut întratît, încît putem spune că microtectonica va avea un caracter de masă în rîndul geologilor.

Cercetarea zonelor mineralizate și a zăcămintelor cu ajutorul fisurilor de sprijin

Studiul asupra fisurilor în roci a început să intereseze încă de mult pe specialiștii din diferitele ramuri ale geologiei. Cunoașterea legilor după care se formează fisurile în roci, a locului unde ele se concentrează, a vîrstei lor relative, cît și a tipului lor genetic prezintă o importanță practică deosebită în localizarea zăcămintelor metalifere de origină hidrotermală de temperaturi medii și joase. Pentru prima oară în lume aplicarea studiilor crăpăturilor în descifrarea problemelor de geneză a zăcămintelor, de răspîndire a substanței minerale utile în scoarța pămîntului, de stabilirea căilor de acces, a soluțiilor hidrotermale mineralizate a fost făcută în U.R.S.S. O parte din exemplele folosite în această lucrare le avem de la diferiți autori sovietici la care se fac trimiterile respective.

Așa cum indică titlul acestei lucrări, ne propunem să vorbim despre fisurile de sprijin, referindu-ne, în special, la următoarele probleme : determinarea sensului mișcării compartimentelor faliilor folosind elipsoidul de deformație și tectonogramele fisurilor de spriijn, dezvoltarea fisurilor de sprijin în legătură cu diferitele tipuri genetice de falii, precum și studiul despre caracterul de răspîndire și dezvoltare a fisurilor de sprijin. În lucrare am dat o atenție deosebită metodicii de lucru pe teren și în laborator, descriind succint, dar fără a se pierde esențialul, metoda de lucru. Astfel, această lucrare va putea fi folosită ca un îndrumător în practica de teren și în laborator, atît pentru geologii prospectori, cît și pentru cei care fac lucrări de explorare sau care lucrează la exploatările miniere.

1. Ce se numesc fisuri de sprijin.

Privind cu atenție în jurul unei falii mai importante, observăm că ea este asociată cu sisteme de fisuri mai slab dezvoltate, cu mai mică extindere (fig. 1).

Aceste fisuri pot fi paralele cu fractura principală sau pot face un unghi cu aceasta. Ele au fost denumite „fisuri de sprijin" din

cauza dispoziţiei lor faţă de fractura principală, dînd impresia că se spriijnă pe aceasta. Unii autori — Billings P. M. — le numesc fisuri penate [2].

Densitatea acestor fisuri este mai mare lîngă fractura principală, în legătură cu care

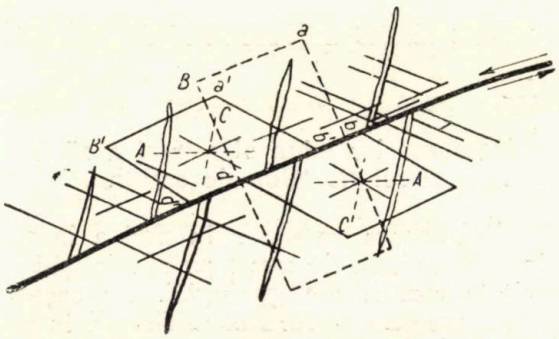


Fig. 1. Schema formării fisurilor de sprijin de-a lungul unei falii normale:
abdB — un patrat imaginar înscris în rocă pînă în momentul falierii; *a'b'd'B'* — paralelogramul transformat din patrat pe măsura dezvoltării deformaţiei; *A* şi *C* — axele principale de deformaţie. Prin liniile subţiri sînt arătate două sisteme de fisuri de forfecare de sprijin, iar prin liniile duble sînt arătate fisurile de sprijin de tensiune. (După G. A. Ajghirei).

s-au format, şi se pierde pe măsură ce ne depărtăm lateral faţă de crăpătura principală.

Din punct de vedere genetic, fisurile de sprijin pot fi de forfecare şi de tensiune. Fisurile de forfecare se dezvoltă paralel cu secţiunile circulare ale elipsoidului de deformaţie, care se intersectează în axa *B*, iar fisurile de tensiune se dezvoltă paralel cu planul *BC* al elipsoidului (fig. 3). Din punct de vedere morfologic, fisurile de sprijin de forfecare pot fi apropiate, rectilinii şi cu pereţii netezi putînd foarfeca galeţii ce-i întîlnesc în planul lor. Fisurile de sprijin de tensiune nu-şi menţin direcţia şi căderea, pereţii sînt aspri, ocolesc galeţii ce-i întîlnesc în planul lor şi sînt deschise.

În zonele puternic afectate de fisuri de sprijin şi pe care au circulat soluţiile hidrotermale, s-au format structurile de stokwerk, stîlpi de minereu, zăcăminte metasomatice, care au dat bogate zăcăminte de Au, Ag, Pb, Zn, Cu, Sn, As, Sb, Hg şi alte elemente.

Subsolul ţării noastre este bogat în metale ce formează concentraţii industriale în zăcămintele de origină hidrotermală, hidrotermal-metasomatic, a căror origină îşi va găsi o explicaţie şi prin problemele ce se vor aborda în cele ce urmează.

Cunoaşterea legilor de formare a fisurilor de spriin, a locului unde ele se concentrează de preferinţă, constituie un factor hotărîtor la începutul lucrărilor de deschidere a unui zăcămînt, cînd avem nevoie de cît mai multe date asupra poziţiei zăcămîntului.

Geologul structurist sovietic (Wolfson F. J. [6]) recunoaşte că rezolvînd aceste probleme avem deja date suficiente de prognoză pentru localizarea zonelor bogate în minereu.

În faza preliminară a lucrărilor de cercetare a unui zăcămînt, observaţiile geologului asupra fisurilor de sprijin se referă la studiul lor în aflorimente naturale la zi şi în lucrările de deschidere după sistemul indicat în tabela 1. Studiul fisurilor se continuă pe măsura înaitării lucrărilor de exploatare în galerii, nişe, puţuri, şanţuri şi tot felul de lucrări miniere unde se observă fisuri şi din care putem primi indicaţii folositoare pentru determinarea poziţiei zăcămîntului sau a zonei mineralizate.

2. Aplicarea elipsoidului de deformaţie în descifrarea sensului mişcării compartimentelor de falii.

În lucrările geologice de prospectare, explorare şi exploatare se întîmplă ca zona mineralizată sau corpul de minereu (filonul) urmărit de prospecţiuni geologice sau lucrări miniere să dispară din cauza unei falii. Se pune problema unde să-l căutăm şi cu ce mijloace putem face acest lucru.

Atunci cînd, spre exemplu, un filon mineralizat intersectează un sistem de filoane sau strate diferite din punct de vedere litologic, vom încerca să determinăm direcţia şi sensul deplasării corpului de minereu, deducînd sensul mişcării din poziţia stratelor sau filoanelor intersectate şi deplasate. Nu întotdeauna reuşim să facem acest lucru cu suficientă certitudine folosind metodele obişnuite. Cînd, însă un filon mineralizat este localizat într-o rocă omogenă din punct de vedere litologic, neintersectînd alte filoane şi strate geologice, cu atît mai mult trebuie să recurgem la studierea fisurilor de sprijin al poziţiilor lor faţă de planul de alunecare ce a deplasat corpul de minereu (filonul).

Orientarea relativă a crăpăturilor în roci faţă de axele A,B,C ale elipsoidului de deformaţie. Sectorul de compresiune şi sectorul de dilatare. Pentru a ne da seama de tipul genetic al structurii pe care o studiem, este foarte important să ştim să determinăm orientarea crăpăturilor faţă de axele *A,B,C* ale elipsoidului de deformaţie şi invers, să determinăm axele elipsoidului de deformaţie faţă de poziţia pe care o ocupă fisurile.

Atunci cînd asupra unei roci sau a unui complex de roci acţionează un sistem de forţe (prin compresiune, întindere sau un cuplu de forţe) o sferă imaginar înscrisă în rocă se va deforma într-un elipsoid cu axele *A,B,C* (fig. 2). Urmînd sensul deplasării celor patru sectoare din elipsoidul de deformaţie vedem că sectoarele din zona *B,C* se apropie paralel cu axa *C* a elipsoidului în-

spre *B*. Aceste sectoare se mai numesc şi „cvadrate de compresiune" [1]. Sectoarele din zona *A,B* ale elipsoidului se îndepărtează către exterior, paralel cu axa *A* a elipsoidului dinspre *B*. Aceste sectoare se numesc „sectoare de dilatare".

Fracturile care se efectuează pe suprafeţele a două plane circulare în elipsoidul de deformaţie S_1 şi S_2 constituie de fapt cele două sisteme de fisuri de forfecare de gradul I (de regulă mai pronunţat se dezvoltă un singur plan de alunecare S_1, al doilea plan fiind mai puţin pronunţat, aşa cum se vede în fig. 2).

Mai observăm că săgeţile care arată sensul mişcării celor patru sectoare sînt aşezate cu vîrful în unghiul ascuţit format de fracturile

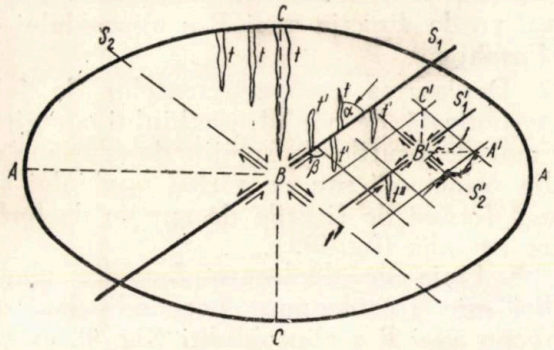
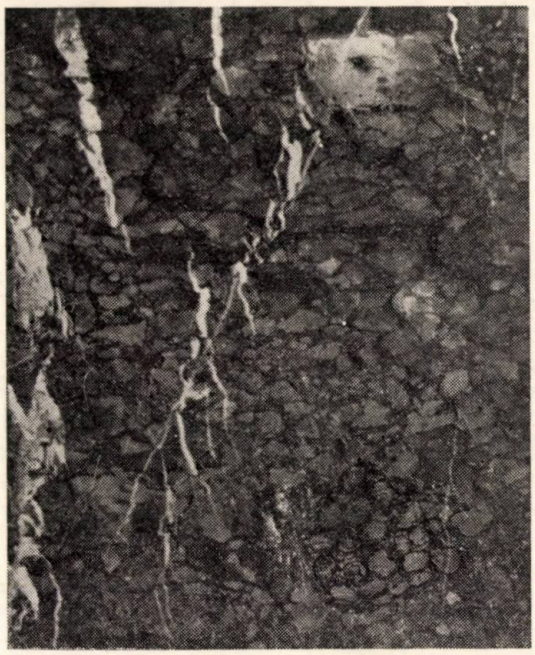


Fig. 2. Reprezentarea schematică a sistemelor de fisuri de sprijin faţă de fractura principală în elipsoidul de deformaţie:
S_1, S_2 — sisteme de fisuri de forfecare principale de gradul I; S_1' şi S_2' — sisteme de fisuri de spijin de forfecare de gradul II; *t* — sisteme de crăpături de tensiune de gradul I; *t'* — sisteme de fisuri de sprijin de tensiune de gradul II; *A, B, C.* — axele principale de deformaţie.

de forfecare de gradul I S_1 şi S_2 cu planul fisurilor de tensiune de sprijin de gradul I (*t*), de unde reiese următoarea regulă: sensul deplasării compartimentelor unei falii este indicat de vîrful unghiului ascuţit α format de fisurile de sprijin de tensiune cu falia principală sau de vîrful unghiului obtuz β format de fisurile de sprijin de forfecare cu falia principală. Atunci însă cînd se produce o deformaţie ca rezultat al presiunilor tectonice, pe lîngă sistemele de fisuri de forfecare de gradul I, paralel cu acestea sau sub un unghi ascuţit faţă de planul de forfecare S_1, se mai formează două sisteme de fisuri de forfecare de ordinul II (S_1' şi S_2') şi un sistem de fisuri de sprijin de tensiune *t'* (Ajghirei Wolfson, Pek, Cernîşev). La rîndul lor, aceste sisteme de fisuri de sprijin de forfecare de gradul II S_1' S_2' mai pot avea ca fisuri de sprijin de tensiune de gradul II" (*t"*). Această regulă în dezvoltarea fisurilor de sprijin se poate vedea şi în cazul marmorelor de la Moneasa (fig. 3).

Planul fisurilor de forfecare face un unghi cu axele *A* şi *C* din elipsoidul de deformaţie ce variază în jur de 45°.

Pentru determinarea poziţiei axelor *A,B,C* ale elipsoidului de deformaţie faţă de fisuri, atunci cînd întîlnim o rocă fisurată vom pro-



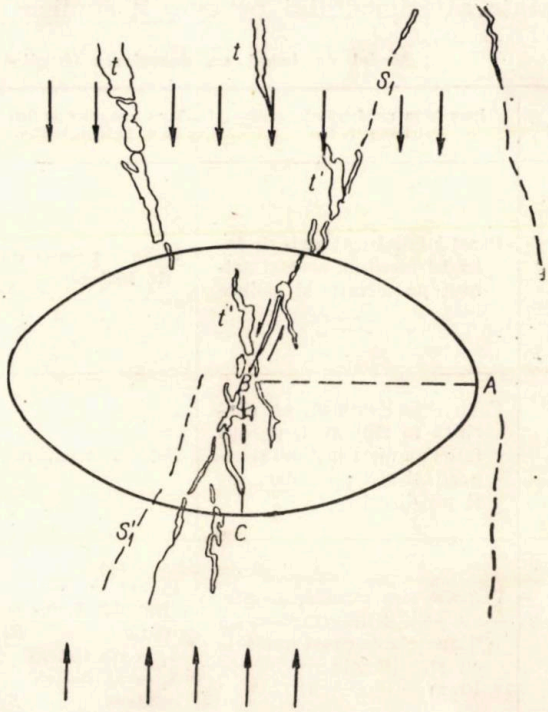


Fig. 3. Dezvoltarea sistemelor de fisuri de sprijin în marmorele de la Moneasa (foto A. Gurău):
S_1 — fisură de forfecare principală; *t* — sisteme de fisuri de tensiune de gradul I; *t'* — sisteme de fisuri de sprijin de tensiune de gradul II. Se observă foarte slab dezvoltarea fisurilor de sprijin de forfecare paralel cu S_1 (S_1') în partea de jos a fotografiei.

ceda în felul următor : vom privi cu atenţie la marginile fisurilor pentru a stabili care din seria de fisuri a forfecat granulele fine de minerale, aglomerările de minerale, filonaşe sau benzi mai deschise şi mai închise la culoare (avînd în vedere criteriile morfologice ce caracterizează cele două sisteme de fisuri şi care au fost descrise). Dacă mai observăm şi o altă serie de fisuri tot de forfecare ce se intersectează cu prima serie, atunci axa B' a elipsoidului de deformaţie este tocmai intersecţia celor două sisteme de fisuri de forfecare S_1' — S_2'. Stabilind sensul deplasării compartimentelor fisurilor de spriijn, nu este greu să deducem şi axele A' şi C' ale elipsoidului, adică să identificăm sectoarele de compresiune şi de dilatare, aşa cum se vede în fig. 2.

Cînd în vecinătatea unui plan de alunecare principal S_1 se observă fisuri de sprijin de tensiune, atunci problema este mai simplă. Nu avem decît să punem săgeata care indică sensul deplasării compartimentului înspre vîrful unghiului ascuţit pe care îl formează acest sistem de fisuri cu planul fracturii principale de forfecare S_1 (fig. 2).

3. Folosirea tectonogramelor fisurilor de sprijin pentru determinarea direcţiei şi sensului deplasării compartimentelor unei falii.

În majoritatea cazurilor se întîmplă ca suprafaţa aflorimentului pe care îl studiem să nu fie perpendiculară pe planele fisurilor de sprijin. Acest fapt constituie o greutate în stabilirea cu exactitate a direcţiei şi sensului deplasării reale a compartimentelor faliei, în cazul cînd folosim numai metoda descrisă mai sus. Sarcina geologului se complică şi mai mult atunci cînd trebuie să studieze fisurile de sprijin de la mai multe aflorimente, pentru determinarea elementelor faliei principale. În aceste cazuri, recomandăm folosirea reţelei cu suprafeţe egale, Walter Schmidt, pentru întocmirea tectonogramelor fisurilor de sprijin. În tectonograme se vor reflecta cu exactitate regulile fundamentale ale fisurilor de sprijin, ca :

1. Intersecţia oricărui sistem de fisuri de sprijin de forfecare între ele sau de tensiune între ele, cît şi intersecţia combinată a acestora, va da direcţia axei B a elipsoidului de deformaţie.

2. Deplasarea compartimentelor de falie este indicată de vîrful unghiului ascuţit α format de fisurile de sprijin de tensiune cu falia principală sau de vîrful unghiului obtuz β format de fisurile de sprijin de forfecare cu falia (fig. 2).

3. Linia de deplasare L_D din planul faliei este întotdeauna perpendiculară pe direcţia axei B a elipsoidului (fig. 9), exceptînd cazul cînd falia nu a mai suferit şi alte

Model de tabel cu descrierea fisurilor de sprijin şi măsurarea elementelor lor de aşezare *Tabela 1*

1. Nr. crt.	2. Descrierea morfologică a fisurilor şi faliilor	3. Tipuri genetice de fişuri şi al faliilor întîlnite	4. Mineralizaţia	5. Cantit. fisuri la 1 ml	6. Elemente de orientare a fisurilor. Azimutul de cădere şi unghiul de înclinare
1	7. Pereţii faliei sînt netezi, falia îşi menţine acelaşi azimut pe direcţie şi cădere	12. Falia principală de forfecare	18. Umplutura de falie este un material brecios rezultat din frecarea pereţilor Breciile sînt cimentate cu cuarţ	22	Az.c 90/35 101/36
2	8. Falia este deschisă, se prezintă în zigzaguri, pereţii faliei au mari curburi şi asperităţi atît pe cădere cît şi pe direcţie	13. Falia de tensiune	19 Umplutură de falie cu material detritic	1	212/14
3	9. Fisurile sînt strînse, drepte, au pereţii netezi, foarfecă filonaşele de cuarţ paralele cu stratificaţia 10. Idem	14. Fisuri de sprijin de forfecare S_1 15 S_1 = un sistem 16 S_2 = al doilea sistem S_2	20 Uneori umplute cu cuarţ cînd sînt deschise 10 Idem	10 3	68/27 95/36 98/41 72/23 70/41 71/32 86/45 68/15 45/27 81/35 78/59 117/18 104/41 81/41 45/36 100/37 90/32 86/59 113/18 63/27 77/45 83/23 80/21 312/70 302/81 300/70
4	11. Pereţii fisurilor au asperităţi şi ondulaţii. Fisurile sînt scurte, deschise de la 2—3 mm pînă la 8—10 mm	17. Fisuri de sprijin de tensiune	21 Nu prezintă mineralizaţii	5	15/32 44/27 360/17 350/6 345/20 290/27 212/14

mişcări în planul său care să modifice atît sensul, cît şi direcţia mişcării.

a) *Metoda de lucru în teren.* Se dă un exemplu practic de întrebuinţare a fisurilor de sprijin pentru determinarea sensului mişcării pe planul de falii din zăcămîntul Leşul Ursului (Carpaţii Orientali).

Înainte de a se fi trecut la notarea datelor în carnet, a elementelor de aşezare a fisurilor şi faliilor întîlnite, s-a făcut un studiu cu ochiul liber asupra caracteristicilor morfologice ale sistemelor de fisuri ce se dezvoltă în afloriment. Acest lucru a fost necesar pentru a deosebi sistemele de fisuri după tipul genetic. S-a determinat o falie de forfecare, care este falia principală a fisurilor. Falia are azimutul de cădere 90° şi înclinarea 35°. Au mai fost determinate de o parte şi de alta a faliei trei sisteme de fisuri de sprijin. Două sisteme de forfecare şi al treilea de tensiune (tabela 1).

Pe teren s-au măsurat azimutul căderii planelor fisurilor şi unghiul de cădere în planul lor. Azimutul de cădere s-a măsurat cu sudul pe strat. Accentuez că măsurătorile trebuie făcute pentru fiecare compartiment al faliei separat şi tot separat se proiectează datele în diagramă.

b) *Metoda de lucru în laborator.* Pentru proiecţie am folosit emisfera superioară a reţelei Schmidt cu suprafeţe egale (fig. 4).

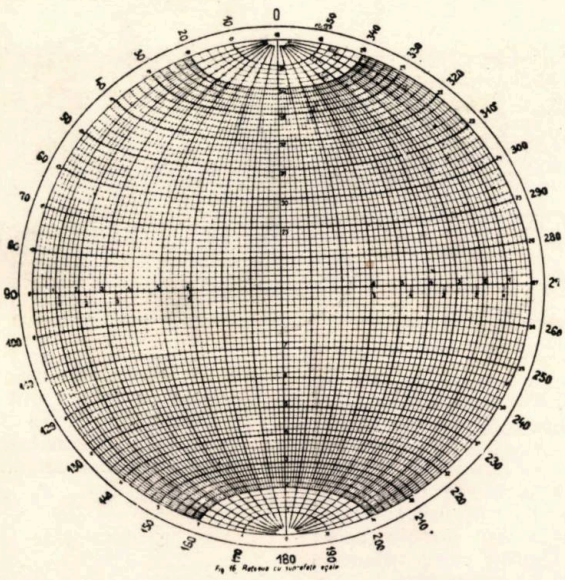
În acest scop s-a folosit cercul exterior al reţelei, unde gradarea s-a făcut aşa cum se vede în fig. 4 a, în sensul invers rotirii acelor ceasornicului. Numerotarea începe de la intersecţia razei nordice cu cercul, punct pe care îl notăm cu 0.

Pe acest cerc s-a calculat azimutul de cădere a fisurilor. Pentru calcularea valorilor unghiulare de înclinare a fisurilor s-a folosit raza nordică a reţelei, unde valoarea de 0° se consideră în centrul cercului, iar 90° în punctul de intersecţie a razei cu cercul interior.

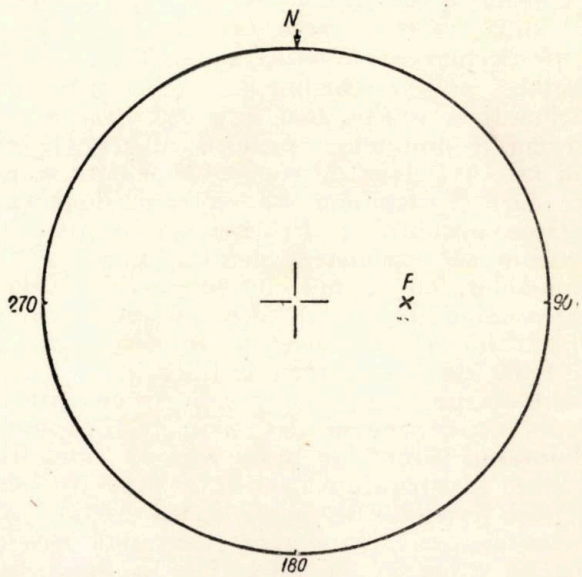
Acest sistem de proiecţie este utilizat pe scară largă de către cercetătorii sovietici [1, 4].

c) *Modul de lucru al diagramelor.* Pe o hîrtie de calc se desenează un cerc cu raza egală cu raza reţelei (de 5 cm, atît cît este şi raza reţelei care se foloseşte). Gradarea cercului de pe calc (fig. 4 b) se face invers celei de pe reţea (fig. 4 a), adică nordul şi sudul din fig. 4 b vor coincide cu nordul şi sudul reţelei, poziţia de 90° se va pune în dreapta, suprapunîndu-se cu poziţia 270° de pe reţea, iar poziţia 270° din fig. 4 b se va suprapune cu poziţia 90° a reţelei.

Se suprapune calcul (fig. 4 b) cu cercul de pe reţeaua Schmidt şi se introduce prin centrul lor un ac pentru a putea roti hîrtia de calc pe reţea faţă de un centru comun fix. În dreptul poziţiei *N* de pe calc se trasează un indice pe cerc. Pentru proiecţia elementelor plane (a fisurilor în cazul nostru) s-a procedat în felul următor : să luăm ca exemplu falia din fig. 9, al cărei azimut de cădere este 90°, iar unghiul de înclinare 35°. Se roteşte colcul pe reţea pînă cînd poziţia *N* cu indicele însemnat pe cerc coincide cu diviziunea de pe cercul reţelei, unde se



a)



b)

Fig. 4. Reţeaua Schmidt cu suprafeţe egale avînd raza egală cu 5 cm. Pe cercul exterior al reţelei *(a)* gradarea este făcută în sensul invers rotirii acelor ceasornicului, iar pe calc *(b)* gradarea este făcută în sensul rotirii acelor ceasornicului.

xF — proiecţia pe calc a **faliei principale cu azimutul de** 90° şi înclinarea 35° E.

citește valoarea azimutului de cădere egal cu 90°. În această poziție numărăm de la centrul cercului pe raza nordică spre cerc un unghi egal cu 35°. Acest punct găsit pe rază îl însemnăm. El materializează în sens geometric proiecția în planul ecuatorial al emisferei superioare a intersecției normalei faliei sau oricărei alte fisuri cu suprafața emisferei superioare * (fig. 5).

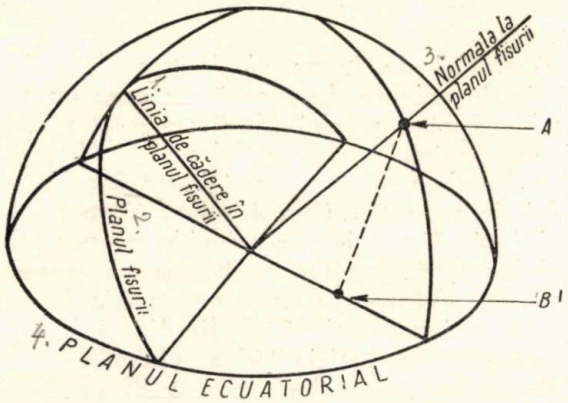


Fig. 5. Reprezentarea schematică a proiecției elementelor plane în emisfera superioară:
A — punctul de intersecție a normalei fisurii cu suprafața emisferei superioare; *B* — proecția în planul ecuatorial a normalei.

Acest procedeu se aplică pentru toate fisurile de sprijin. Proiecția planelor în diagramă se face aducînd punctul de pe rază, care reprezintă proiecția normalei, pe ecuator. Din acel punct se numără 90° pe ecuator. Punctul astfel găsit la 90° pe ecuator este cuprins în planul faliei. Meridianul care cuprinde acest punct este de fapt proiecția planului, care se trece pe calc.

d) *Preluarea statistică a datelor.* Din proiectarea polilor fisurilor de sprijin în rețeaua Schmidt se obține mai întîi așa-numita diagramă a punctelor. Această diagramă însă nu este suficient de sugestivă pentru scopul pe care îl urmărim. Ea exprimă doar cantitatea absolută a fisurilor proiectate. Noi trebuie să cunoaștem densitatea relativă a punctelor, cu scopul determinării orientării predominante a fisurilor pe unitatea de suprafață. Pentru aceasta se desenează pe o foaie de hîrtie albă o rețea cu distanța între drepte egală cu 5 mm și cu laturile egale cu diametrul diagramei. Suprapunem diagrama punctelor peste această rețea împărțită în suprafețe mici de 25 mm² (în locul rețelei desenate se poate folosi hîrtia milimetrică), astfel ca centrul diagramei punctelor să coincidă cu intersecția a două linii din rețeaua desenată (fig. 6).

* Cercul din fig. 4 b reprezintă planul ecuatorial al celor două emisfere superioare și inferioare ale rețelei cu suprafețe egale.

Dintr-un carton presat, preșpan sau celuloid, se execută un șablon cu un cerc scobit, avînd diametrul de 1 cm pentru diagramele cu raza de 5 cm. Suprafața cercului scobit în celuloid reprezintă 1% din suprafața totală a diagramei.

Pentru prelucrarea statistică a datelor din interiorul cercului diagramei, se folosește acest șablon, suprapunînd centrul cercului șablon cu intersecția a două linii ale rețelei, astfel ca în suprafața cercului șablon să se înscrie patru cvadrate ale rețelei — fig. 6. Se numără punctele ce cad în limita cerculețului scobit. Se raportează această cifră la sută și rezultatul găsit se scrie la intersecția liniilor ce formează cele patru cvadrate din cerculeț.

De exemplu, dacă în diagramă sînt proiectate 100 de fisuri sau un număr ce se apropie de 100 (peste 50 și sub 150), atunci în centrul cerculețului pe calc se va scrie numărul de puncte găsit. Dacă, spre exemplu, avem proiectate 200 de fisuri sau un număr apropiat de 200 (peste 150 și sub 250), atunci numărul de puncte găsit în limita cerculețului șablon se împarte la doi și se scrie rezultatul. În felul acesta se pot compara între ele diferitele diagrame, cu densități diferite ale fisurilor de sprijin.

Pentru punctele ce se găsesc proiectate periferic lîngă cercul diagramei, se folosește un șablon dublu la care se scobesc două cercuțe cu diametrul tot de 1 cm. Distanța măsurată din centrul celor două cercuțe trebuie să fie egală cu diametrul cercului diagramă (fig. 7).

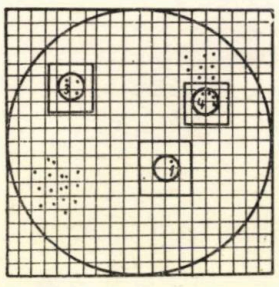


Fig. 6. Model de calcul statistic al punctelor din diagrama ce se află în interiorul cercului cu șabloane a căror scobitură are deschiderea 1 cm (*abc*). Diagrama cu puncte este suprapusă peste rețeaua desenată.

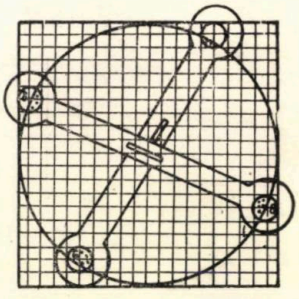


Fig. 7. Model de calcul statistic cu șablon dublu al punctelor ce se situează în vecinătatea cercului diagramei.

Prin centrul acestui șaboln (adică la jumătatea distanței dintre cele două cercuțe) se taie o fantă cu deschiderea de 1 mm și

lungă de 1 cm — cîte 5 mm de o parte şi de alta a centrului *.

Acest şablon se suprapune pe diagrama cu puncte, introducînd acul prin fanta respectivă. Se calculează cantitatea punctelor din ambele cerculeţe ale şablonului şi suma lor se scrie în centrul acelui cerculeţ, care se află cuprins în limitele diagramei punctelor. În cazul cînd centrul cerculeţelor din şablon se situează pe cercul diagramei, atunci suma punctelor se pune în centrul ambelor cerculeţe (fig. 7).

Cifrele care au înlocuit grupele de puncte sînt unite între ele prin izolinii, unind cifrele de mărimi egale. Izoliniile reprezintă densitatea punctelor de 1% din suprafaţa totală a diagramei, obţinîndu-se astfel maxime ale polilor fisurilor, ceea ce reprezintă preferinţa şi gradul de orientare a fisurilor (fig. 8).

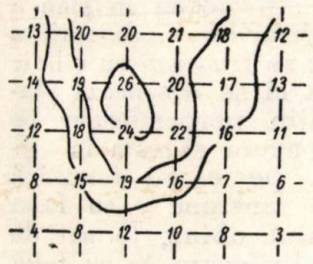


Fig. 8. Model de felul cum trebuie trasate izoliniile de egală densitate a fisurilor proiectate în diagramă. Cifrele reprezintă numărul punctelor care s-au aflat în limita cerculeţului scobit în şablon.

e) *Determinarea axei B.* Axa *B* medie a elipsoidului de deformaţie se deduce prin construcţie, ducînd planele polilor fisurilor de maximă densitate a sistemelor de fisuri de sprijin. Astfel, cele trei plane trebuie să se intersecteze în acelaşi punct, dacă ele sînt efectul unei aceleeaşi deformaţii. Punctul de intersecţie materializează proiecţia axei *B* în diagramă. Dacă planele nu se întretaie perfect într-un singur punct şi din întretăierea lor rezultă un triunghi nu prea mare, atunci punctul care marchează proiecţia axei *B* este dat de intersecţia celor trei mediane ale triunghiului (fig. 10).

f) *Determinarea liniei direcţiei de deplasare L_D în planul faliei.* De la acest punct *B* din diagramă se numără 90° pe meridian (planul mediu al fisurilor de sprijin de forfecare al cărui maxim coincide cu proiecţia normalei faliei principale). Punctul găsit reprezintă proiecţia liniei direcţiei de deplasare L_D în planul faliei principale (fig. 9).

Azimutul de cădere al liniei de deplasare L_D în planul faliei principale îl aflăm ducînd punctul L_D pe raza nordică a reţelei şi citind valoarea azimutului de cădere în dreptul poziţiei *S* a diagramei sau ducînd simetricul punctului L_D şi citind în dreptul punctului pe cerc valoarea azimutului de cădere. În cazul nostru din fig. 10 azimutul de cădere al liniei de deplasare L_D este = 120°/30. Înclinarea unei linii, spre deosebire de înclinarea planului, se măsoară pe raza nordică, considerînd 0° pe cerc şi 90° în centrul cercului.

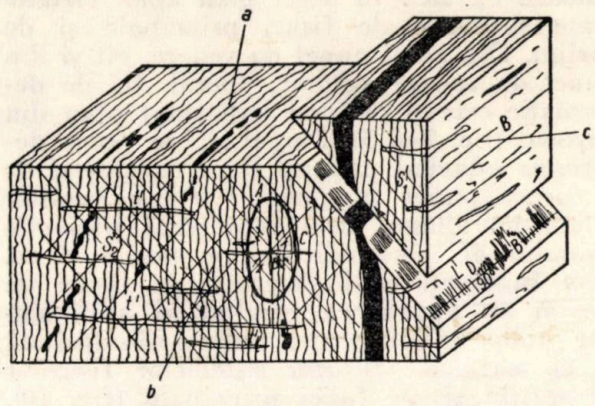


Fig. 9. Reprezentarea în bloc — diagramă a faliei pricipale cu fisurile ei de sprijin studiate pe Pîrîul Ursului (Carpaţii Orientali):
F — falia principală; L_D — linia direcţiei de deplasare în planul faliei principale; *B* — axa *B* rezultată din intersecţia celor două sisteme de fisuri de forfecare de sprijin sau din intersecţia acestora cu planul faliei; S_1' şi S_2' — sistemele de fisuri de sprijin de forfecare; *t'* — sistemul de fisuri de sprijin de tensiune; *A,B,C* — axele principale de deformaţie în elipsoid.

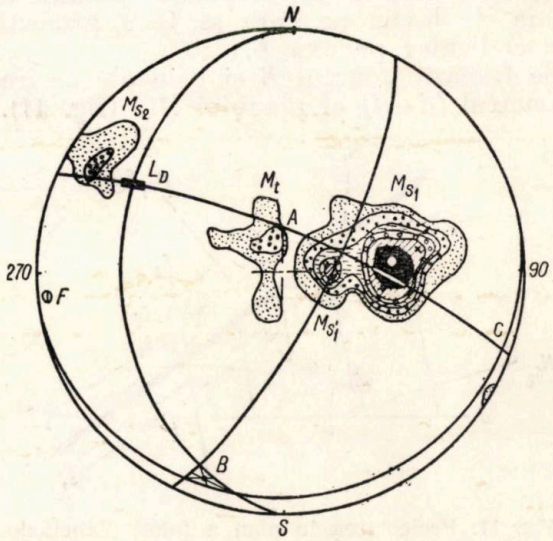


Fig. 10. Tectonograma fisurilor de sprijin şi a faliei pricipale studiate:
° — falia; M_{S1} — primul sistem de fisuri de forfecare paralele cu falia; M_{S2} — al doilea sistem de fisuri de forfecare neparalele cu falia; M_t — fisuri de tensiune de sprijin; $M_{S'1}$ — fisuri de sprijin de forfecare aproape paralele cu falia; *A, B, C* — proiecţia în tectonogramă a axelor principale de deformaţie; *x* — falie principală = 1; M_{S1} — primul sistem de fisuri de forfecare paralele cu falia = 23; M_{S2} — al doilea sistem de fisuri de forfecare neparalele cu falia = 3; M_t — fisuri de tensiune de sprijin = 5.

* În cazurile cînd se foloseşte reţeaua Schmidt cu suprafeţe egale cu diametrul de 20 cm, atunci scobiturile şabloanelor pentru calcul vor avea un diametru egal cu 2 cm, iar fanta şablonului trebuie să aibă o lungime de 2 cm. Reţeaua de prelucrare statistică a punctelor va fi o reţea centimetrică.

g) *Determinarea planului de deformaţie (AC).* Se numeşte plan de deformaţie acel plan în elipsoidul de deformaţie în care au avut loc maximul de concentrare a materiei. Acest plan este totdeauna perpendicular pe axa *B* a elipsoidului de deformaţie şi se notează cu *AC*. În acest plan apar vizibile toate sistemele de fisuri principale şi de sprijin. Din acest punct de vedere, cît şi din punct de vedere tectonic, planul *AC* de deformaţie este şi cel mai important plan din elipsoid (fig. 2 şi 3). Planul *AC* se poate determina aducînd punctul *B* pe ecuator şi de la acest punct numărînd 90° pe ecuator aflăm meridianul care reprezintă proiecţia planului *AC* perpendicular pe axa *B*. Acest plan în cazul cînd sistemele de fisuri de sprijin au apărut ca rezultat al unui singur proces de deformaţie, trebuie să cuprindă în el maximele tuturor sistemelor fisurilor de sprijin şi ale faliei principale (fig. 10). Această proprietate a fisurilor de sprijin se poate folosi în determinarea sensului deplasării compartimentelor de falii în planul de deformaţie.

h) *Determinarea sensului deplasării compartimentelor faliei în planul de deformaţie.* Pentru aceasta se proiectează în planul *AC* de deformaţie falia şi fisurile de sprijin din diagramă. Astfel, se consideră planul *AC* (foaia de hîrtie pe care se face proiecţia) perpendicular pe axa *B*.

Se fixează punctul *B* şi prin ele se trece diametrul *(d—d)* al planului *AC* (fig. 11).

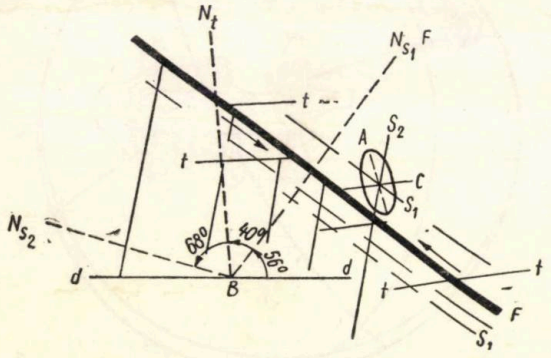


Fig. 11. Proiectarea în plan a faliei principale şi fisurilor ei de sprijin din tectonograma de la fig. 10 pentru a determina sensul deplasării compartimentelor faliei în planul de deformaţie *AC*:

B — axa *B* de deformaţie; *d—d* — diametrul planului de deformaţie; $N_{S_1}F$ — normala la falia F şi la fisurile de sprijin de forfecare M_{S_2} paralele cu falia principală; N_t — normala la fisurile de sprijin de tensiune; N_{S_2} — normala la sistemul de fisuri de sprijin de forfecare neparalele cu falia *F*; *F* — falia principală; S_1, S_2 — fisurile de sprijin de forfecare; *t* — fisurile de sprijin de tensiune: → sensul deplasării compartimentelor faliei

Se suprapune diagrama peste reţeaua Schmidt şi se roteşte diagrama construită cu poziţia *B* pe ecuator, în care caz proiecţia planului *AC* se suprapune pe un meridian. Se calculează apoi unghiul pe care-l fac normalele fisurilor de sprijin între ele. Mai întîi se numără pe meridian cîte grade sînt de la marginea cercului pînă la maximul M_{S1} care constituie polul fisurilor de sprijin S_1 şi al faliei principale. În cazul analizat (fig. 11), acest unghi este de 56°. La 56° faţă de diametrul trasat prin punctul *B* se trasează o linie punctată (normala N_{S1} la planul faliei), care să treacă prin punctul *B*. Mai departe, se continuă operaţia calculînd unghiul dintre M_{S1} şi M_t, apoi unghiul M_t M_{S2} Unghiul M_{S1} M_t este egal cu 40°. La 40° de la normala N_{S1} se duce normala N_t, iar de la N_t se numără 68°, trasînd totodată normala N_{S2}. Perpendicular pe aceste normale se duc planele lor. În felul acesta se obţine ceea ce ne-am propus: proiecţia în plan a faliei principale şi a fisurilor ei de sprijin. Planul faliei principale se trasează cu o linie mai groasă şi adiacent ei se desenează planele fisurilor de sprijin perpendicular pe normalele lor. Punînd acum săgeata în vîrful unghiului ascuţit, pe care-l formează fisurile de sprijin de tensiune *t* cu falia principală sau unghiului obtuz, format de fisurile de sprijin de forfecare S_2 cu falia principală, se află sensul real al deplasării compartimentului. În cazul din fig. 9 este redată o falie de tipul faliilor directe şi inverse, la care compartimentul inferior este coborît faţă de compartimentul de deasupra, care este ridicat. Acest procedeu l-am utilizat la studiul unei falii cu fisuri de sprijin de pe Pîrîul Ursului (zăcămîntul Leşul Ursului).

i) *Determinarea axelor A, B, C ale elipsoidului de deformaţie în raport cu coordonatele geografice.* Axa *A* a elipsoidului de deformaţie coincide cu polul fisurilor de tensiune *BC* şi prin urmare şi în diagramă locul axei *A* coincide cu proiecţia polilor fisurilor de tensiune M_t. Axa *B* este dată în diagramă din fig. 10, de intersecţia planelor de forfecare şi de tensiune sau de intersecţia unui plan de forfecare sau tensiune cu planul faliei principale. Axa *C* este dată de intersecţia planului fisurilor de tensiune *BC* cu planul *AC*, perpendicular pe axa *B* a elipsoidului de deformaţie.

În diagramă, deci, coordonatele axei *C*, se citesc la intersecţia acestor două plane. Pentru a afla coordonatele lor, procedăm ca pentru toate elementele liniare, ducînd punctul *A, B* sau *C* pe raza nordică şi citind în dreptul poziţiei *S* azimutul de cădere şi înclinarea axei respective.

În diagrama din fig. 10 axele elipsoidului de deformaţie au azimutele de cădere $A = 180/76°$, $B = 22/10°$, $C = 290/6°$. Pentru a controla dacă am proiectat bine axele, se

măsoară distanța dintre proiecția axelor pe meridian, care trebuie să fie egală cu 90°.

Ducînd planul *AB* perpendicular pe axa *C*, el trebuie neapărat să cuprindă în el axa *B*. În general este bine să se facă cît mai multe măsurători de fisuri pentru o cît mai mare precizie în determinarea poziției axelor.

Pentru a măsura unghiurile pe care le formează două sisteme de fisuri, aceasta se poate realiza fie măsurînd cu raportorul unghiul format de fisurile respective proiectate deja în plan, așa cum este arătat în fig. 11, fie măsurînd direct pe diagramă. Astfel, cînd vrem să măsurăm unghiul format de o linie dreaptă cu un plan, se măsoară unghiul dintre proiecția liniei respective și polul planului respectiv, aducînd cele două puncte pe același meridian și măsurînd unghiul dintre cele două puncte care se scade apoi din 90°. Rezultatul obținut este unghiul real dintre cele două sisteme de fisuri. Unghiul dintre două plane (două sisteme de fisuri de sprijin) se află măsurînd unghiul dintre normalele lor pe meridian și scăzîndu-l din 180°. Rezultatul va fi unghiul real format de două sisteme de fisuri de sprijin.

Pentru a afla direcția presiunii în planul de deformație, pentru a ști din ce parte au acționat forțele tectonice, se unesc cele două puncte de intersecție ale planului mediu de deformație *AC* cu planul ecuatorial și citim valoarea în cadranele nordice. În cazul analizat (fig. 10) direcția din care au acționat forțele tectonice este N 70 V.

Dezvoltarea fisurilor de sprijin de-a lungul diferitelor tipuri de falii în roci omogene

Wolfson F. I. [6] dă o atenție deosebită descrierii structurilor zăcămintelor hidrotermale legate de fisuri, cu care ocazie face unele observații foarte importante din punct de vedere practic asupra fisurilor de sprijin. Autorul acestei lucrări arată că în cazul faliilor de decroșare privite în plan, lîngă ele se dezvoltă trei sisteme de fisuri de sprijin (două sisteme de fisuri sînt de forfecare, iar al treilea de tensiune) (fig. 12).

Wolfson subliniază aici faptul că, cu ajutorul fisurilor de sprijin, se poate afla sensul deplasării compartimentelor de falii. Astfel, pentru faliile de decroșare sensul mișcării este arătat de săgeata care este pusă în unghiul ascuțit format de fisurile de tensiune *(t)* de sprijin cu falia principală sau în unghiul obtuz format de fisurile de sprijin de forfecare cu falia *(F)*. Pentru acest tip de falie un sistem de fisuri de forfecare este paralel cu planul principal de alunecare al faliei. Acest sistem constituie, după Wolfson, șistozitatea de faliere.

În cazul faliilor normale, privite din plan, se observă tot trei sisteme de fisuri de sprijin (două sisteme de forfecare și unul de tensiune), dar, spre deosebire de faliile de

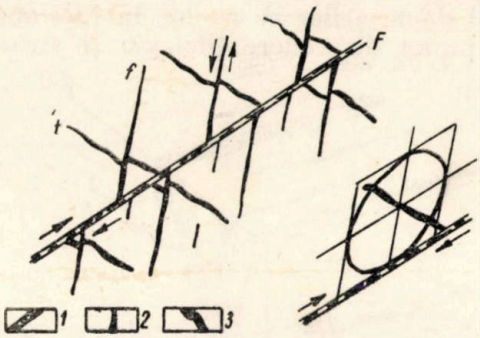


Fig. 12. Dezvoltarea fisurilor de sprijin de-a lungul unei falii de decroșare (vedere din plan). Săgețile indică direcția deplasării compartimentelor faliei :
F — falia principală ; *f* — fisuri de sprijin de forfecare ; *t* — fisurile de sprijin de tensiune. După F. I. Volfson).

decroșare, la acest tip de falie sistemele de fisuri de sprijin sînt paralele între ele în secțiunea plană (fig. 13).

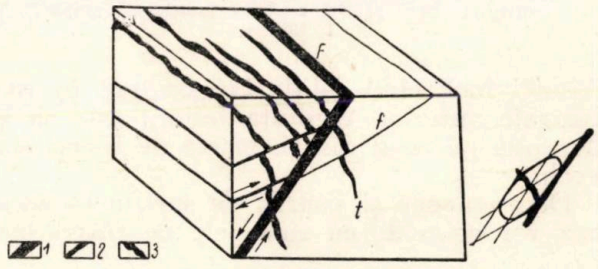


Fig. 13. Dezvoltarea fisurilor de sprijin de-a lungul unei falii normale :
F — falia normală ; *f* — fisuri de sprijin de forfecare ; *t* — fisuri de sprijin de tensiune. (După F. I. Wolfson)

În ce privește poziția lor în spațiu, fisurile de sprijin de tensiune cad în sens opus căderii planului principal al faliei, iar fisurile de forfecare au aceeași direcție de cădere cu a planului faliei.

În cazul faliilor — liniile de încălecare — dezvoltarea generală a fisurilor de sprijin de-a lungul acestor deplasări va fi aceeași ca și în cazul faliilor normale cu deosebirea că de-a lungul liniilor de încălecare fisurile de forfecare ocupă locul fisurilor de tensiune și invers (fig. 14).

Dispoziția fisurilor de sprijin de-a lungul faliilor inverse este aceeași ca și la liniile de încălecare. Am văzut acest lucru și în exemplul dat în fig. 9 de la zăcămîntul Leșul Ursului.

În natură însă, de cele mai multe ori faliile sînt combinate ; falii normale combinate cu decroșare sau falii inverse cu decroșare.

Pentru faliile combinate atît în secțiune plană, cît și în secțiune verticală, fisurile de sprijin de forfecare și tensiune fac un unghi ascuțit cu planul faliei principale (fig. 15).

Exemplele citate mai sus, Wolfson le dă în cazul deplasărilor ce au loc în roci omogene din punct de vedere litologic și structural.

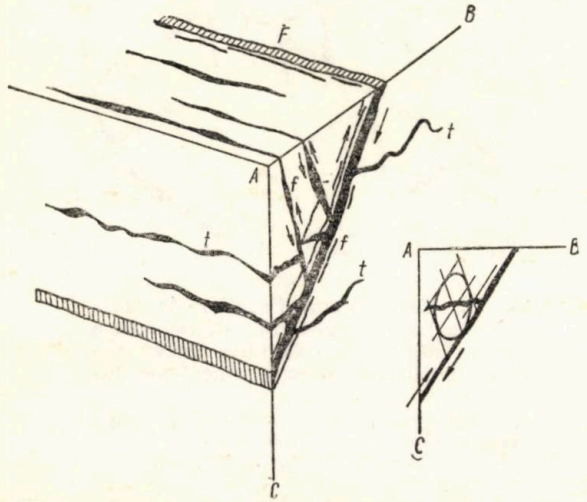


Fig. 14. Dezvoltarea fisurilor de sprijin de-a lungul unei linii de încălecare (nadvig):
F — linia de încălecare; *t* — fisuri de sprijin de tensiune; *f* — două sisteme de fisuri de sprijin de forfecare, unul paralel cu falia principală. (după F. I. Wolfson)

Atunci însă cînd faliile iau naștere în roci fisurate anterior, tendința falierii este să se dezvolte pe unul din sistemele de fisuri mai vechi.

De asemenea și fisurile de sprijin în acest caz vor coincide cu sistemele de fisuri mai

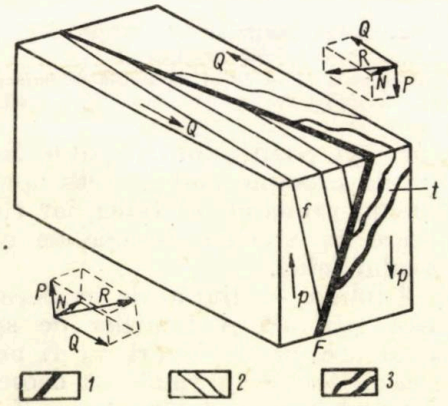


Fig. 15. Dezvoltarea fisurilor de sprijin de-a lungul unei falii combinate (falie inversă cu decroșare):
F — falia principală; *t* — fisuri de sprijin de tensiune; *f* — fisuri de sprijin de forfecare. (După F. I. Wolfson)

vechi. Ungiul format de fisurile de sprijin cu planul principal de deplasare va diferi față de unghiurile formate de fisurile de sprijin cu planul principal de alunecare din rocile omogene unde de obicei este constant și variază, după cum arată Wolfson, între 50° și 55°.

Regulele de repartiție și dezvoltarea fisurilor de sprijin

V. F. Cernîșev [3] aduce o completare prețioasă la studiul fisurilor de sprijin, arătînd ca o regulă faptul că fisurile de sprijin de un anumit tip genetic nu sînt însoțite totdeauna de fisuri de sprijin de alt tip genetic.

Într-un studiu al său asupra unor zăcăminte filoniene hidrotermale din Asia Centrală [3] a constatat că filoanele cu direcția NE își schimbă din loc în loc direcția (fig. 16).

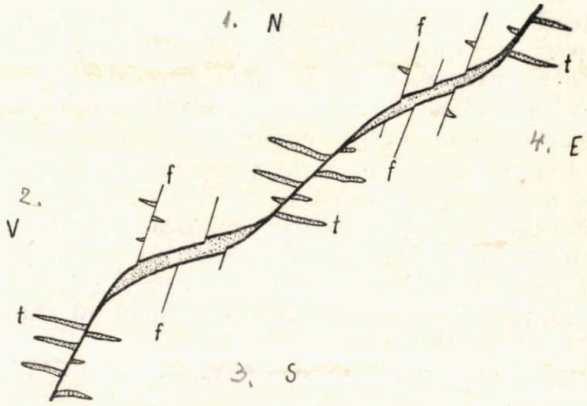


Fig. 16. Falie ondulată pe direcție cu fisuri de sprijin *f* de forfecare și de tensiune *t*.

Anumite porțiuni au direcția aproape EV. Aceste porțiuni au grosimi mai mari, sînt deschise, au pereții foarte neregulați, sînt mineralizate cu cuarț, carbonați, iar ca minerale metalifere au: pirită, calcopirită și galenă. Legătura între aceste porțiuni se face cu fisuri ce își au direcția aproape NS și care sînt strînse, rectilinii și mai puțin mineralizate. Autorul arată că înainte de venirea soluțiilor mineralizate, fractura principală s-a redeschis pe anumtie porțiuni ale sale cu direcția EV.

Toată această falie mineralizată este însoțită de fisuri mineralizate de sprijin de forfecare și tensiune. Fisurile de sprijin de tensiune se dezvoltă în jurul faliei principale mineralizate numai acolo unde ea prezintă mișcări de alunecare, cu direcția aproximativ NS.

Fisurile de sprijin de forfecare se dezvoltă în jurul porțiunilor redeschise, cu pereții neregulați, care au caracterele fisurilor de tensiune (fig. 16).

Această regulă a dezvoltării fisurilor de sprijin a mai observat-o Cernîşev V. F. şi la un zăcămînt legat de skarne, cu direcţia E—NE (fig. 17).

Prima fază a formării skarnului este caracterizată prin apariţia următoarelor minerale : piroxeni monoclinici, granaţi (andradit şi grosular), rodonit, epidot şi alte minerale.

S-a format apoi o fractură paralelă cu linia de contact a zonei de skarn. Astfel blocul NV s-a deplasat spre NE. (Sensul

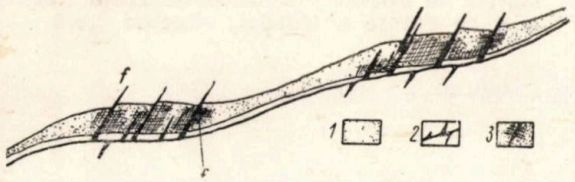


Fig. 17.

1 — primul stadiu de mineralizaţie ; *2* — deplasări tectonice premineralizate ; *3* — mineralele stadiului doi de mineralizaţie ; f_1 — fisuri de sprijin de forfecare de gradul I ; f_2 — două sisteme de fisuri de sprijin de gradul II. (După V. F. Cernîşev)

deplasării s-a dedus după poziţia fisurilor de sprijin de forfecare din porţiunile redeschise ale faliei principale). (Porţiunile redeschise sînt cele mai groase).

De-a lungul acestor fisuri de sprijin de forfecare se mai dezvoltă încă două sisteme de fisuri de sprijin de forfecare de gradul II: un sistem paralel cu fractura principală, iar altul paralel cu fisurile de sprijin de forfecare de gradul I. Fisurile de sprijin de forfecare de gradul II sînt mineralizate cu galenă, blendă, pirită, calcopirită, cuarţ, calcită. Aceasta constituie o a doua fază de mineralizare.

Explicînd formarea fisurilor de sprijin de forfecare în porţiunile redeschise ale faliei principale, autorul arată că una din condiţiile necesare formării oricărei fisuri de forfecare este prezenţa unei deplasări relative în planul său. Asemenea condiţii de forfecare se creează în acele porţiuni ale faliei principale care se află sub tensiune permanentă pînă cînd se redeschid. De aici se înţelege că nu numai planul faliei principale care se redeschide se află sub tensiune, ci şi zonele din jurul acestor porţiuni unde se vor dezvolta fisuri de sprijin de forfecare.

În acele porţiuni ale faliei, însă, unde un compartiment alunecă în sens opus faţă de celălalt, se creează condiţii de rupere a rocii paralelă cu direcţia de acţiune a forţelor tectonice, ceea ce duce la formarea fisurilor de sprijin de tensiune (fig. 18).

Concluzii

Din cele expuse în lucrarea de faţă se desprinde ca o idee principală faptul că studiul zăcămintelor de substanţe minerale utile cu metode complexe de cercetare a devenit o necesitate în perioada actuală. În acest sens, metodei de analiză microtectonică îi revine un rol important avînd în vedere multiplele probleme pe care geologia zăcămintelor le pune în faţa cercetătorilor şi la care microtectonica poate răspunde.

În cadrul studiilor microtectonice, o importanţă deosebită o au observaţiile asupra fisurilor de sprijin atît în ceea ce priveşte importanţa lor din punct de vedere economic — deoarece tocmai în fisurile de sprijin se acumulează substanţa minerală utilă, — cît şi în ceea ce priveşte posibilităţile practice de folosire a lor în determinarea direcţiei şi

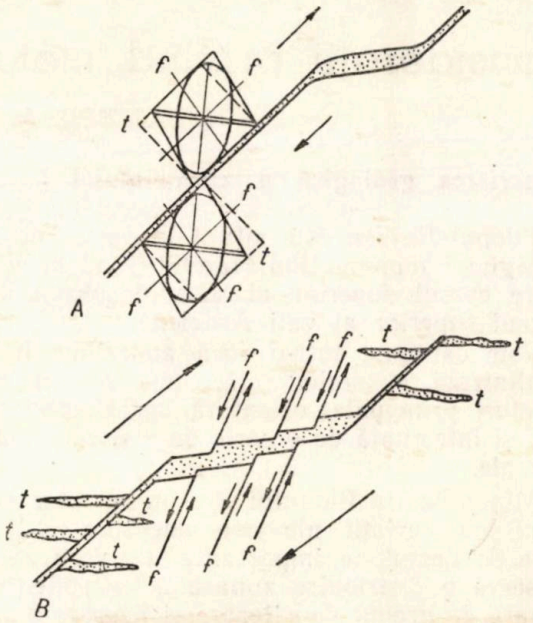


Fig. 18. Formarea fisurilor de sprijin de forfecare *(f)* şi tensiune *(t)* :

A — schema formării fisurilor de sprijin concomitent cu redeschiderea faliei principale ; *B* — formarea fisurilor de sprijin de forfecare şi tensiune în diferitele porţiuni ale faliei prin decroşare, — secţiuni în plan. (După V. F. Cernîşev)

sensului de deplasare a compartimentelor de falii de diferite tipuri, pentru orice fel de zăcăminte, filoniene, stratiforme etc.

Faţă de lucrările de pînă acum cu privire la fisurile de sprijin, lucrarea de faţă aduce elemente noi ca folosirea tectonogramelor fisurilor de sprijin în determinarea cu mai multă precizie a sensului şi direcţiei de deplasare în planul faliilor.

Metoda de analiză microtectonică, folosind fisurile de sprijin, poate fi folosită de geologii prospectori şi geologii de mine.

Bibliografie

[1] Ajghrei G. D.: *Structurnaia gheologhia*, Isdatelstvo Moscovscovo Universiteta, 1956 (Geologia structurală, Editura Universității din Moscova 1956).

[2] Billings P. M.: *Geologia structurală*, ediția a II-a, New York, Prentice-Hall Inc., Trad. din l. engleză (Comitetul Geologic).

[3] Cernîșev V. F.: *O zaconomernosteah v polojenii operiaiușcih treșcin scalîvania i razrîva*, Voprosî izucenia structur rudnîh polei i mestorojdenii, Istdatedstvo Academii Nauc SSSR, Moscova, 1955.

Despre legile pozițiilor pe care le ocupă fisurile de sprijin de forfecare și de tensiune în „Problemele de studiu ale structurilor câmpurilor miniere și a zăcămintelor metalifere", Editura Academiei de Științe a U.R.S.S., Moscova 1955.

[4] Mihailov A. E.: *Polevîe metodî izucenia trescin v gornîh parodah*, Gosgheoltehizdat, Moscova, 1956. *Metode de teren pentru studiul fisurilor în roci*, Editura Tehnică de Stat pentru geologie, Moscova, 1956.

[5] Miroslav Maşka: *Analiza tectonică a cristalinului (Microtectonica Munților Krîkonoși)*, Editura Academiei de Științe Cehoslovace, Praga, 1956 (trad. din l. cehă Comitetul Geologic).

[6] Wolvson F. I.: *„Structuri endoghennîh rudnîh mestorojdenii"*, (Osnovnie problemî v ucenii o magmatoghenîh rudnîh mestorojdeniah, Izdatelstvo Academii Nauc U.R.S.S., Moscova, 1955. *Structurile zăcămintelor endogene metalifere în problemele fundamentale de studiu al zăcămintelor metalifere de origine magmatogenă*. Editura Academiei de Științe a U.R.S.S., Moscova, 1955.

Considerații privind metalogeneza filonului Firizan (Ilba)

I. BĂDESCU, A. ANDRONESCU și N. DUMA

Descrierea geologică a zăcământului

Filonul Firizan este situat în partea de NE a regiunii miniere Ilba Handal, fiind localizat între cursul superior al văii Moșuhazului și cursul superior al văii Ardelene.

Este cantonat într-o rocă andezitică foarte caolinizată și sericitizată, de-a lungul unei fracturi principale, orientată aproximativ SV-NE și întreruptă de o serie de dislocații transversale.

Mineralizația filonului are un caracter complex, cu variații ale componenților utili pe direcție destul de importantă. Pe verticală se observă o distribuire zonară a componenților, legată de gradul de alterare și fisurare a rocii înconjurătoare. Se disting în general trei zone, în partea superioară, localizîndu-se o mineralizație cu caracter preponderent aurifer în gangă cu mult cuarț, adesea ametist, trecînd treptat în jos, către o zonă cu sulfuri complexe. In partea inferioară filonul are un caracter pronunțat cuprifer.

Pe galeria Firizan II, după falia principală, filonul Firizan cuprinde mai multe zone de îmbogățire cuprinse între puncte de împrăștiere în legătură cu un coș de andezit cu piroxeni și amfiboli.

Observații calcografice și petrografice asupra mineralizației filomului Firizan

Observațiile microscopice au dus la identificarea unui număr mare de minerale metalice și de gangă, pe care le enumerăm în tabela 1:

Tabela 1

Nr.crt.	Minerale metalice	Nr. crt.	Minerale de gangă
1	Pirită I, II, III	1	Cuarț I
2	Blendă I, II	2	Cuarț II
3	Schalenblendă	3	Cuarț III
4	Wurtzit	4	Sericit
5	Calcopirită I, II	5	Muscovit
6	Galenă I, II	6	Calcedonită
7	Tetraedrit	7	Clorit
8	Covelină	8	Opal
9	Calcozină	9	Feldspați
10	Bornit	10	Caolin
11	Greenockit		
12	Magnetită		
13	Oligist I, II		
14	Aur		
15	Melnicovit		
16	Marcasită		
17	Bournonit		
18	Mispichel		
19	Pirotină		
20	Malahit		
21	Azurit		
22	Chalcantit		
23	Melantherit		
24	Limonit		
25	Hematit		
26	Minerale de Ag		

A. *Descrierea microscopică a mineralelor metalice*

1. *Pirita* a fost identificată în filon sub formă diferită în trei generații distincte.

Pirita de generație I alcătuiește marea majoritate a piritei și se prezintă sub formă de grăunți cu dimensiuni foarte variabile, de la 0,02 la 0,80 mm. Această pirită a suferit puternice solicitări mecanice, ce au dus

la o sfărîmare înaintată, favorizînd astfel dislocarea şi substituţia, uneori aproape totală. Procesul de substituţie a FeS_2 prin $CuFeS_2$ este foarte înaintat şi generalizat de-a lungul întregului filon, încît sub microscop apar în cuprinsul calcopiritei relicte de pirită I cu forme şi dimensiuni foarte variate; cu totul sporadic mai apar şi grăunţi idiomorfi. Pirita I mai formează structuri identice de substituţie şi cu cuarţul sau mineralele metalice din etapa a doua de mineralizare (fig. 1 şi 2).

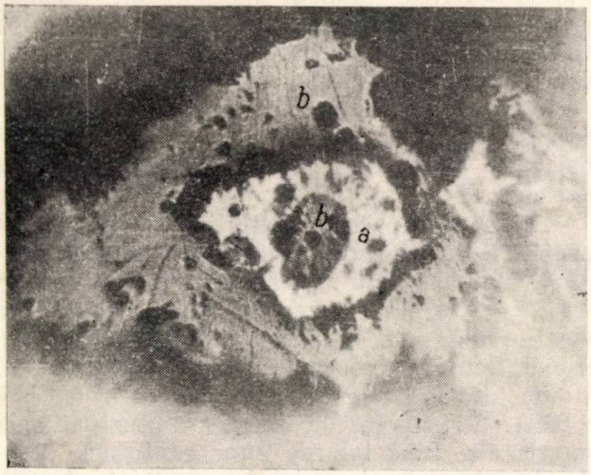


Fig. 1. Pirită I corodată puternic de calcopirită: *a* — pirită; *b* — calcopirită (mărire × 100).

Demnă de menţionat este parageneza: pirita I — mispichel — marcasită primară, care apare numai în zona de la 532 la 552 m.

Această pirită este în poziţie identică cu cea din volburile aurifere de la Baia de Arieş,

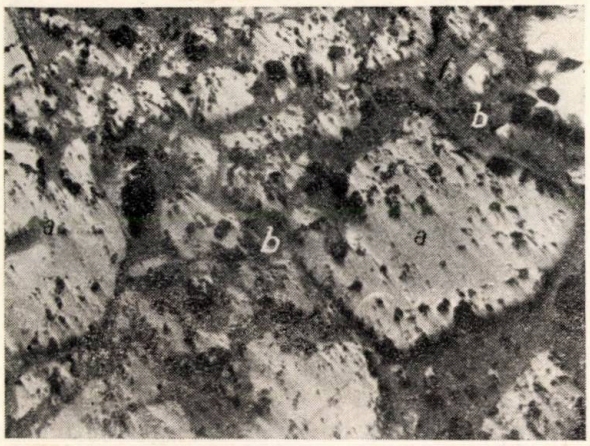


Fig. 2. Pirită I corodată de calcopirită: *a* — pirită; *b* — calcopirită (× 500).

unde au fost găsite filamente fine de marcasită orientate paralel, concrescute cu pirita idiomorfă şi bordate de cristale rombice de mispichel. Aurul din această zonă nu a fost identificat în parageneza de mai sus, ci liber în cuarţ sau în asociaţie cu calcopirita. Cuarţul în acest caz are o culoare fumurie (caracteristică zonelor aurifere) şi este singurul mineral de gangă identificat în zonă.

Pirita de generaţie II singenetică cu mineralele din etapa a doua de mineralizare (calcopirită, blendă, galenă etc.) formează concreşteri în special cu calcopirită şi mai rar cu blendă sau galenă, grăunţii avînd în acest caz dimensiuni mai reduse, variind între 0,04 şi 0,40 mm. Nu prezintă niciodată tendinţe de marcasitizare. Cu sulfurile de Pb şi Zn formează atît concreşteri cît şi incluziuni reciproce; cu totul sporadic, pirita II corodează calcopirita. În eşantionul de la 522 m, pirita apare în parageneză cu bornitul şi covelina, aceasta explicîndu-se pe de o parte prin substituţia totală a $CuFeS_2$ (care iniţial borda pirita) prin Cu_5FeS_4 şi CuS, iar pe de altă parte prin rezistenţa piritei la agenţii care au produs alterarea.

Pirita II conţine sub formă de incluziuni depuneri radiar fibroase de oligist (la 522 m), aceasta indicînd prioritatea oligistului în ordinea de succesiune a cristalizării mineralelor. Alteori formează filamente fine, la contactul mineralizaţiei de ZnS (cubică sau hexagonală) cu roca sau ganga:

Parageneze caracteristice piritei II:

— Pirită II — calcopirită.
— Pirită II — blendă.
— Pirită II — galenă — calcopirită.
— Pirită II — cuarţ — clorit — calcopirită.

Pirita III apare în cantitate redusă (în raport cu pirita I şi II), prezentînd mai multe aspecte microscopice, după cum urmează:

— formează borduri ale galenei sau blendei;
— în porţiunile de filon slab mineralizate apare sub formă de vinişoare fine ce se infiltrează printre cristalele idiomorfe de cuarţ;
— corodează cu totul sporadic mineralele din etapa a doua de mineralizare (eşantionul 17 de la 482 m).

În legătură cu cele trei generaţii de pirită semnalate, menţionăm că sub microscop au mai putut fi deosebite şi prin modul de lustruire, care este cu atît mai bun, cu cît pirita este mai nouă şi de asemenea şi prin puterea de reflexie a luminii din microscop, care creşte cu cît mineralul este mai nou.

Pseudomorfozele de pirită după oligist apar cu totul sporadic în zona de la 232 m, fiind foarte rar menţionate în literatura de specialitate.

Pirita din rocă prezintă mai multe aspecte microscopice, şi anume:

— Frecvent formează aglomerări, uneori foarte accentuate, în imediata vecinătate a filonului, grăunţii avînd dimensiuni de 0,02—0,04 mm şi forme idiomorfe.
— O mică parte din pirita din rocă are mare afinitate pentru fenocristalele de hornblendă cloritizată sau feldspat alterat.
— Pirita care a produs procesul de piritizare a andezitului, este repartizată uniform în toată roca

2. *Blenda* este asimetric distribuită în filon, procentul variind de la urme la 25%. Zonele de maximă și minimă concentrare se repetă la intervale cu totul neegale. Se individualizează în filon în etapa a doua de mineralizare, în moduri diferite, și anume:

— diseminată sub formă de cuiburi de dimensiuni variabile;

— diseminată sub formă de grăunți allotriomorfi și

— alcătuind benzi (modul de ocurență cel mai frecvent) cu grosimi variabile, conturate uneori de vinișoare fine de $CuFeS_2$ sau FeS_2 discontinue.

Distingem două generații de blendă:

Blenda de generație I. Apare procentual redusă, prezentîndu-se sub formă de incluziuni în alte minerale metalice (galenă, calcopirită etc.). Demne de remarcat sînt steluțele de blendă, cu simetrie pseudohexagonală sau pseudopătratică, imiscibilizate în cuprinsul calcopiritei.

Blenda de generația II, după cum am amintit mai sus, îmbracă forme variate, ce sînt alcătuite totdeauna din grăunți hipidiomorfi și allotriomorfi, de 0,04—0,05 mm.

Foarte caracteristice sînt structurile de imiscibilizare pe care le formează sistemele ZnS — $CuFeS_2$, aceasta din urmă apărînd în blendă sub forma unor grăunți punctiformi ce se aglomerează de preferință către extremitatea grăunților de blendă, într-o aranjare foarte neregulată, sau alteori formînd șiruri paralele (caracter tipic hidrotermal), orientate de la extremitate către miezul grăunților; acest proces de imiscibilizare are două aspecte diferite:

— incluziuni punctiforme de calcopirită, foarte fine, repartizate pe suprafețe mari și

— incluziuni punctiforme ceva mai mari, repartizate pe suprafețe mai mici. Cele două cazuri nu se suprapun niciodată.

Procesul de substituție a sistemelor ZnS și PbS se produce reciproc, însă la o scară redusă (eșantionul 1 de la 72 m sau eșantionul 5 de la 92 m).

Conține foarte rar incluziuni de galenă, pirită sau cuarț idiomorf.

Frecvent, blenda este traversată de vinișoare cu compoziție chimică foarte variată, și anume de:

— calcopirită;

— calcopirită + pirită + tetraedrit;

— calcopirită + aur + tetraedrit;

— calcopirită + galenă;

— calcopirită parțial alterată în bornit;

— calcopirită + aur.

Este substituită de sulfuri secundare de cupru, covelină și bornit, acesta din urmă trecînd în calcozină, după reacțiile:

1) $ZnS + SO_4Cu \rightarrow SO_4Zn + CuS$ sau

2) $5Cu_5FeS_4 + 11SO_4Cu + 8H_2O \rightarrow 18Cu_2S + 5SO_4Fe + 8HO_2$

În primul caz menționăm parageneza: blendă — schalenblendă — covelină.

Parageneze caracteristice blendei:

— blendă — galenă;

— blendă — calcopirită — galenă;

— blendă — calcopirită — aur etc.

3. *Schalenblenda* apare în parageneză cu blenda, fiind mai tardivă și se prezintă sub formă de depuneri colomorfe, zonate, care nu sînt altceva decît concreșterea intimă dintre wurtzit și blendă.

4. *Wurtzitul,* mineral metastabil, tipomorf pentru temperaturi relativ scăzute, apare în cuprinsul filonului repartizat la fel de neuniform ca și celelalte minerale descrise mai sus.

Din punct de vedere microscopic, apare aproximativ identic cu modificația cubică, descrisă mai sus. Vom remarca numai cîteva aspecte mai deosebite, și anume:

— Structurile de imiscibilizare pe care le formează cu calcopirita nu au mai fost semnalate în vreo altă mineralizație filoniană din R.P.R. pînă în prezent. Astfel, calcopirita punctiformă este repartizată uniform pe planele reticulare ale cristalelor de wurtzit, și anume după fețele de dodecaedru romboidal (1 000). La microscop aceste incluziuni apar repartizate după laturile unor poligoane hexagonale, de mărmi variabile, aranjate în așa fel încît cele mici ocupă centrul hexagonului mare (fig. 3 și 4).

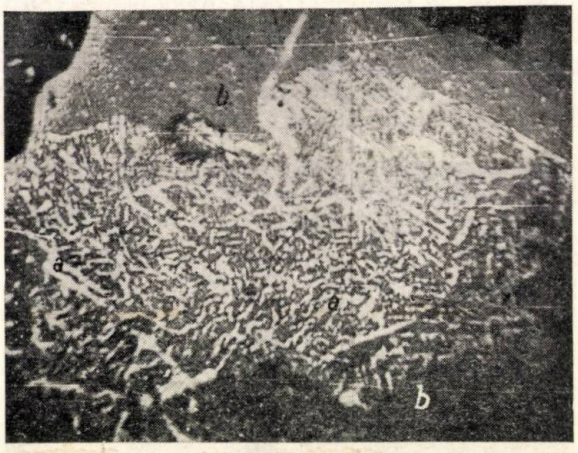


Fig. 3. Structuri de imiscibilizare între wurtzit și calcopirită:
a — calcopirită; *b* — wurtzit (× 500).

În eșantionul 4 de la 92 m, s-au identificat cu ochiul liber (verificat microscopic prin efecte de anizotropie) depuneri radiar fibroase de wurtzit, ce formează sfere cu $\Phi = 4$ cm, conturate discontinuu de vinișoare fine de $CuFeS_2$.

Imiscibilizarea calcopiritei în wurtzit se produce la o scară mult mai redusă decît în cazul blendei, în sensul că atît grăunții punctiformi de calcopirită cît și suprafețele ocupate sînt mai mici.

Wurtzitul nu este niciodată substituit de sulfuri secundare de cupru. Avînd în vedere această situaţie cît şi procesul de imiscibilizare, putem afirma că wurtzitul este mult mai rezistent la agenţii chimici decît blenda.

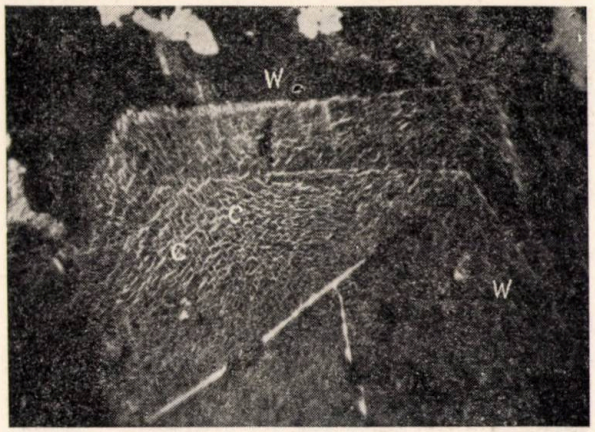


Fig. 4. Structuri de imiscibilizare între wurtzit şi calcopirită (x 200).

Roca este traversată de vinişoare fine de calcopirită sau conţine incluziuni de SiO_2 şi PbS.

In reţeaua sa cristalină conţine Cd, ca şi blenda, prin substituţia izomorfă a Zn prin Cd, care au aceleaşi raze ionice.

Wurtzitul apare sub formă de benzi sau cuiburi şi este însoţit exclusiv de gangă de cuarţ sau cuarţ ametist (fig. 5).

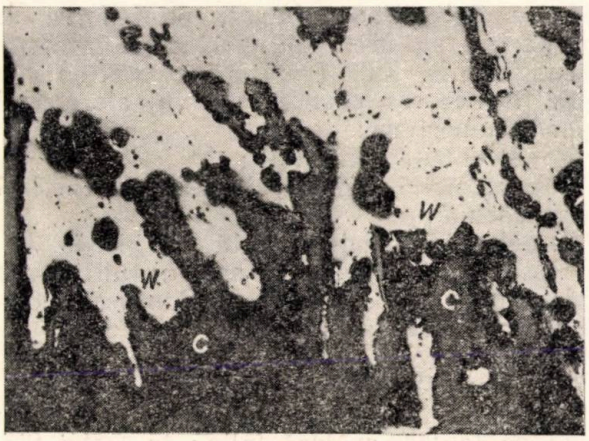


Fig. 5. Lamele de wurtzit în gangă de cuarţ (x 50).

5. *Calcopirita* este foarte neomogen distribuită în filon, procentul variind între 0,2 şi 25%. Apar frecvente puncte de maximă concentrare, după cum se vede în diagrama din fig. 13 cu variaţia mineralizaţiei pe direcţie. Se individualizează în etapa a doua de mineralizare şi prezintă două generaţii :

C a l c o p i r i t a d e p r i m ă g e n e r a ţ i e nu prezintă importanţă, deoarece apare cantitativ redusă, corespunzînd, incluziunilor punctiforme, sau mai mari, în diverse minerale metalice.

C a l c o p i r i t a d e g e n e r a ţ i a II alcătuieşte marea majoritate.

Cu totul sporadic a fost identificată calcopirita în roca înconjurătoare.

Se prezintă sub formă de grăunţi, plajă sau benzi de grosimi variabile, care, uneori datorită alternanţei cu benzile de pirită, imprimă minereului aspectul rubanat.

Existenţa „texturilor rubanate" indică faptul că după punerea în loc a mineralizaţiei au acţionat presiuni mari, care au rearanjat mineralele existente (Edwards).

a) G r ă u n ţ i i de calcopirită au forme allotriomorfe şi dimensiuni foarte variabile, de la 0,04 la 0,80 mm, diseminate neomogen în ganga de cuarţ + clorit, liberi sau în asociaţii cu alte minerale metalice. Reamintim prezenţa grăunţilor fini, în zonele cu arsenopirită, de la 532 m, frecvent substituiţi de bornit şi conţinînd *incluziuni de aur.*

b) *P l a j e l e* de calcopirită ating dimensiuni pînă la cîţiva centimetri.

c) B e n z i l e au grosimi între 1 şi 6 cm.

Calcopirita este substituită uneori total de sulfuri supergene de cupru, ce-şi au origina în reacţiile chimice ce se produc între $CuFeS_2$ şi soluţiile încărcate cu SO_4Cu etc. Astfel :

$$CuFeS_2 + SO_4Cu \rightarrow 2CuS + SO_4Fe$$

Calcopirita prezintă în acest caz tivuri sau vinişoare fine de sulfuri secundare ce alcătuiesc o adevărată reţea ; uneori dau naştere unor structuri inelare, în sensul că cristalele fine de covelină etc. sînt neomogen diseminate în calcopirită, iar la o mică distanţă apar filamente fine din mineralul ce le conturează.

Menţionăm aici că îmbogăţirea supergenă în cupru, în filonul Firizan, este selectivă, în sensul că numai calcopirita, ZnS şi PbS sînt afectate de acest proces.

Trecerea succesivă şi treptată a calcozinei şi bornitului în covelină dă naştere unor structuri microscopice foarte frumoase : între mineralul vechi care dispare şi cel nou format, în aureola de reacţie cele două minerale, în prezenţă, au limite puternic zimţate sau chiar forme aciculare.

Calcopirita substituie uneori blenda sau formează concreşteri cu galena ; aceasta din urmă, în parageneză cu cuarţul, corodează, sporadic, calcopirita.

Concreşterile calcopiritei cu blenda prezintă interes deosebit, deoarece la contactul lor apare uneori *aur.*

In legătură cu poziţia oligistului faţă de calcopirită, remarcăm două aspecte microscopice deosebite :

— In porţiunile de filon unde calcopirita este slab difuzată sub formă de grăunţi fini (substituiţi prin covelină) apar dispersate

neomogen în cuarţ lamele fine de oligist, individualizate în etapa a doua de mineralizare.

— Incluziuni de oligist, fibroase, dispuse radiar, în cuprinsul calcopiritei (sau piritei), care pledează pentru următoarea succesiune:

— oligist — pirită — blendă — calcopirită... etc.

Calcopirita substituie:

— pirita I, proces generalizat şi tipic pentru acest filon, descris mai sus, şi

— blenda, despre care am amintit.

Calcopirita este substituită de:

— pirita II, proces rar observat;

— galenă + cuarţ.

În cuprinsul calcopiritei apar incluziuni de:

— tetraedrit, cu care formează incluziuni reciproce sau structuri de dezamestec;

— blendă;

— galenă;

— cuarţ, idiomorf, echigranular, care ciuruieşte poikilitic calcopirita sau formează vinişoare fine şi

— bournonit, în grăunţi fini, cu totul sporadic.

Calcopirita este purtătorul de aur, identificîndu-se în acest caz variate parageneze.

Cu totul sporadic, calcopirita trece în calcantit, acesta fiind depus la extremitatea grăunţilor de calcopirită, în forme arborescente, caracteristice (fig. 6 şi 7).

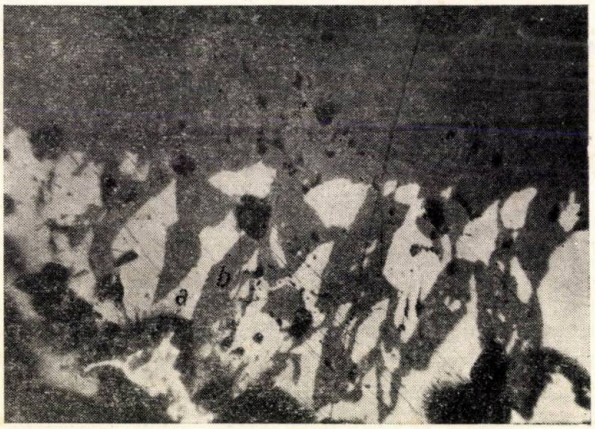


Fig. 6. Structuri de întrepătrundere între calcopirită şi blendă:
a — blendă; *b* — calcopirită (× 50).

6. *Galena* apare în procente reduse în cuprinsul filonului, avînd puţine puncte de maximă concentrare.

Au fost identificate două generaţii:

Galena I, lipsită de importanţă şi fiind reprezentată numai prin incluziuni de mărimi variabile, în diverse minerale, şi

Galena II, care alcătuieşte marea majoritate, prezentîndu-se sub formă de:

a) grăunţi hipidiomorfi şi allotriomorfi, cu dimensiuni variabile de la 0,04 la 0,80 mm;

b) plajă şi cuiburi ce ating dimensiuni pînă la 2—3 cm;

c) benzi de grosimi variabile, ce alternează uneori cu cele de calcopirită (eşantionul 8 de la 160 m după falie).

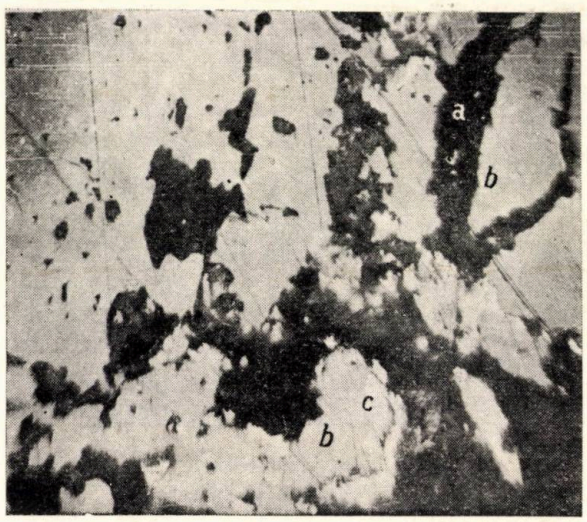


Fig. 7. Infiltraţii de cuarţ în calcopirită şi blendă:
a — cuarţ; *b*— calcopirită; *c* — blendă (× 50).

Privind relaţiile structural — texturale ale galenei cu celelalte minerale, observăm că ele formează concreşteri cu blenda sau calcopirita. În relaţiile cu pirita observăm că pirita III conturează uneori galena, cu grăunţi foarte fini.

Destul de rar s-a observat dezamestecul sistemelor ZnS—PbS: grăunţi punctiformi de galenă se aglomerează anarhic la periferia grăunţilor de ZnS (aureolă de reacţie).

Pe fisurile sau planele de clivaj ale galenei apar depuneri de:

— calcopirită (frecvent);

— calcopirită parţial alterată în covelină + calcozină;

— calcopirită imiscibilizată cu blendă.

Aceste trei situaţii, în special ultima, ne îndreptăţesc să indicăm următoarea succesiune de cristalizare:

1) galenă;

2) dezamestec $CuFeS_2$ — ZnS;

3) calcopirită identificată local, numai în zona de la 290 m după falie; în restul filonului fiind prezentă succesiunea normală, adică calcopirită şi ulterior galenă.

Galena este substituită de:

— blendă, într-un mod foarte interesant;

— covelină, după reacţia:

$$PbS + SO_4Cu \rightarrow CuS + SO_4Pb \text{ sau}$$

— calcozină, după reacţiile:

$$PbS + SO_4Cu \rightarrow CuS + SO_4Pb \text{ şi}$$
$$5CuS + 3SO_4Cu + 4H_2O \rightarrow 4Cu_2S + 4SO_4H_2$$

Conţine rareori incluziuni de pirită, tetraedrit, pirotină sau cuarţ.

Relaţiile structurale dintre cuarţ şi galenă dau naştere la structuri interesante, şi anume:

— Galena formează structuri grafice cu grăunţi de cuarţ idiomorfi, echigranulari, structuri ce apar foarte rar între mineralele metalice şi ganga unui filon (eşantionul 9 de la 112 m) şi

— Cristale de cuarţ de o generaţie mai tardivă se infiltrează în galenă, după planele de clivaj, corodînd-o puternic, dîndu-i acesteia un aspect microscopic rar întîlnit în cuprinsul filoanelor hidrotermale (fig. 8).

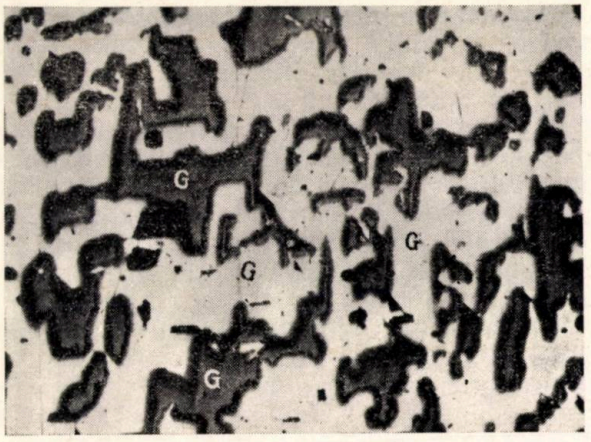


Fig. 8. Galenă corodată de cuarţ după planele de clivaj. (x 100).

— Alteori, galena formează concreşteri cu cuarţul, acesta fiind singenetic cu galena şi se integrează în grupul mineralelor individualizate în etapa a doua de mineralizare.

7. *Tetraedritul,* cu toate că apare sporadic, prezintă totuşi multiple aspecte microscopice:

— formează structuri de dezamestec cu calcopirita;

— vinişoare fine de tetraedrit conturează blenda;

— cu blenda formează uneori concreşteri şi aceasta numai în cazul cînd grăunţii de blendă au dimensiuni reduse şi sînt diseminaţi neomogen în cuarţ.

Formează următoarele parageneze:

— Tetraedrit — blendă — calcopirită — covelină.

— Tetraedrit — bornit — aur.

— Tetraedrit — calcopirită — aur — bornit — covelină — calcozină.

— Incluziuni fine de tetraedrit în $CuFeS_2$.

Sporadic tetraedritul se transformă în covelină.

8. *Covelina* apare în procente reduse, fiind singura sulfură de cupru oxogenă stabilă. Este identificată frecvent, ca produs final al trecerii de la calcopirită, tetraedrit, blendă sau galenă.

Se prezintă sub formă de vinişoare fine sau grăunţi cu dimensiuni sub 0,04 mm. Vinişoarele au marginile puternic crestate sau, uneori, sfîrşesc prin vîrfuri de lance.

Apare în cuprinsul blendei sub formă de depuneri concreţionare, în parageneză cu schalenblenda. Alteori, apare la contactul bournonitului cu calcopirita (fig. 9).

9. *Calcozina* apare de asemenea sporadic, ca produs intermediar de alterare supergenă între mineralele primare şi covelină; este generată în special de $CuFeS_2$ şi mai rar de PbS sau ZnS; are aceleaşi aspecte microscopice ca şi covelina.

10. *Bornitul* se prezintă, în general, în grăunţi fini sau generează structuri inelare, frecvent observate. Este prima sulfură secundară de cupru care se individualizează.

Conturează frecvent calcopirita sau apare sub formă de incluziuni în blendă sau galenă.

Reamintim aici concreşterea aurului cu tetraedritul şi bornitul.

11. *Magnetita* a fost identificată exclusiv în cuprinsul rocii înconjurătoare sub formă de grăunţi fini ce se infiltrează în fenocristalele de minerale femice după planele de clivaj.

Prezintă vădite tendinţe de aglomerare în jurul fenocristalelor din rocă.

Se prezintă sau sub formă de pulbere fină, sau sub formă de grăunţi. Acolo unde se aglomerează Fe_3O_4, lipseşte uneori FeS_2.

12. *Oligistul,* spre deosebire de magnetită, a fost identificat atît în roca înconjurătoare, cît şi în filon.

În rocă apare sub formă de lamele fine, diseminate neomogen în masa fundamentală.

Fig. 9. Pseudomorfoze de covelină — calcozină după calcopirită:
a — calcopirită; *b* — covelină; *c* — calcozină (50 ×).

În filon se prezintă sub formă de:

— Incluziuni în pirită sau calcopirită, prezentîndu-se sub formă de lamele dispuse radiar, indicînd prioritatea oligistului în ordinea de succesiune de cristalizare a mineralelor; acesta este oligistul de primă generaţie şi

— Oligistul II, diseminat sub formă de lamele fine în cristalele de cuarț ce formează ganga filonului.

În acest mod oligistul apare în aproape tot cuprinsul filonului.

13. *Aurul* a fost identificat în numeroase puncte, atît liber cît și asociat, atît în mineralizația complexă cît și în zona cu pirită-arsenopirită.

În legătură cu granulația aurului, menționăm că grăunții de aur au dimensiuni sub 0,04 mm, marea majoritate fiind de 0,02 mm.

Paragenezele în care s-a identificat aurul sînt :

Aur-calcopirită ;
Aur-tetraedrit-Bornit ;
Aur-calcopirită-tetraedit-Bornit-covelină-calcozină ;
Aur-Blendă-Bornit ;
Aur-Blendă-calcopirită ;
Aur-Burnonit-calcopirită.
Aur-cuarț ;

14. *Melnicovitul* apare cu totul sporadic, ca produs intermediar între pirită și marcasită, ambele fiind generate de pirita I, puternic sfărîmată și substituită de calcopirită. Este instabilă și trece frecvent în marcasită.

15. *Marcasita,* cu toate că apare în cantitate redusă, s-a identificat totuși atît ca marcasită primară, cît și secundară.

Prima apare în grăunți lamelari, în parageneză cu mispichelul, iar a doua, sub formă de depuneri concreționare caracteristice.

16. *Bournonitul* apare cu totul sporadic, alcătuind incluziuni fine în calcopirită, iar la contactul celor două minerale apare uneori covelina (eșantionul 42 de la 502 m). Apare în parageneză și cu aurul.

17. *Pirotina* se prezintă numai sub formă de incluziuni fine, în galenă, grăunții avînd dimensiuni de 0,02—0,04 mm (eșantionul 2 de la 129 m).

18. *Mispichelul* a fost identificat numai în zona de la 532 la 552 m. Se prezintă sub formă de grăunți idiomorfi, diseminați sau în ganga de cuarț, sau în parageneză cu pirita și marcasita primară. Rămîne de urmărit dacă în probele ce vor fi recoltate, în continuare, pe direcție, vom mai identifica mispichel în aceeași parageneză și dacă conținutul în aur se va menține.

19—20. *Malahitul* și *azuritul* apar totdeauna împreună (în zonele de la 102, 212 și 242 m) sub formă de depuneri colomorfe sau criptocristaline, caracteristice, ce s-au produs pe seama calcopiritei, prin intermediul calcozinei. În ordinea de individualizare, în filon, azuritul se depune ulterior malahitului.

21. *Chalcantitul* formează, cu totul sporadic, bordura calcopiritei, fiind depus sub formă radiar fibroasă, arborescentă.

22. *Melantheritul* apare de asemenea rar, alcătuind bordura grăunților de pirită, pe seama cărora s-a format, fiind depus arborescent, caracteristic. Același aspect s-a identificat și în cazul cînd blenda este bordată sau traversată de grăunți fini de pirită care au trecut parțial în melanterit.

23. *Limonitul* apare sub formă de pelicule fine, ce acoperă parțial mineralizația ; de multe ori apare asociat cu hematitul.

24. *Hematitul* apare de asemenea sporadic, sub formă de depuneri cu forme neregulate, asociat cu limonitul.

Descrierea microscopică a mineralelor de gangă

Cuarțul este mineralul de gangă predominant și prezintă aspecte microscopice foarte variate ; au fost identificate trei generații de cuarț, și anume :

1. *Cuarțul I,* apare în general în cristale xenomorfe de dimensiuni variabile, cuprinse între 0,10—0,40—0,90 mm, ușor zgîriate, fisurate și bordate de cuarțul de generație II. Din observațiile petrografice, cuarțul I este concrescut cu pirita I, însă nu în marea majoritate (fig. 10).

2. *Cuarțul II* se prezintă în cristale de 0,04—0,30 mm sau 0,10—0,60 mm, alungite, adesea orientate perpendicular pe pereții filonului, ai grăunților de minerale metalice, sau cuarț I.

De multe ori sînt impregnate cu o pulbere fină, opacă, cu tendință vădită de a se aglo-

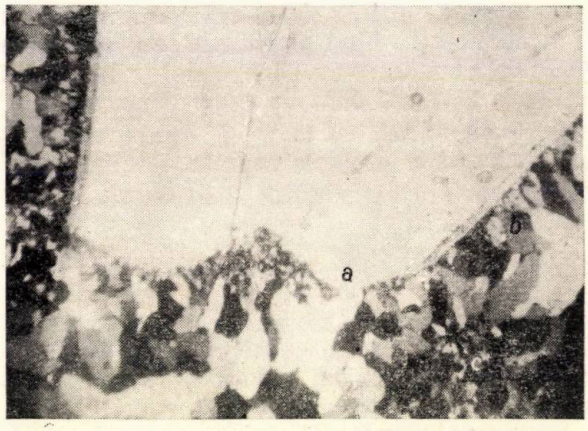


Fig. 10. Generații de cuarț în ganga filonului : *a* — cuarț ; *b* — calcopirită ; *c* — blendă (× 50).

mera către extremitatea cristalelor. Alteori, această pulbere opacă se aglomerează în jurul cuiburilor de sericit sau clorit din cuprinsul filonului.

În legătură cu relațiile structurale dintre cuarțul II și mineralizația filonului, se poate afirma că parageneza : cuarț II — wurtzit este foarte frecventă ; aceasta se deduce din modul de ocurență al wurtzitului (sub formă de benzi, în general) pe deoparte și din orientarea cuarțului II (perpendicular pe pereții filonului) pe de altă parte. Aceste aspecte se pot urmări și cu ochiul liber.

În cuprinsul cristalelor de cuarț II apar uneori incluziuni fibroase de *calcedonită*, orientate diferit sau paralel, unele față de altele (fig. 11).

3. *Cuarțul III* apare în cristale fine, aproximativ echigranulare, de 0,15—0,16 mm, în care se observă o mare abundență de minerale metalice. Acest cuarț formează parageneze și cu sericitul sau cloritul.

Se pare că acest cuarț leagă o mare parte din mineralele metalice din filon.

Menționăm faptul că depunerea succesivă a celor trei generații de cuarț se observă foarte clar în secțiunile subțiri.

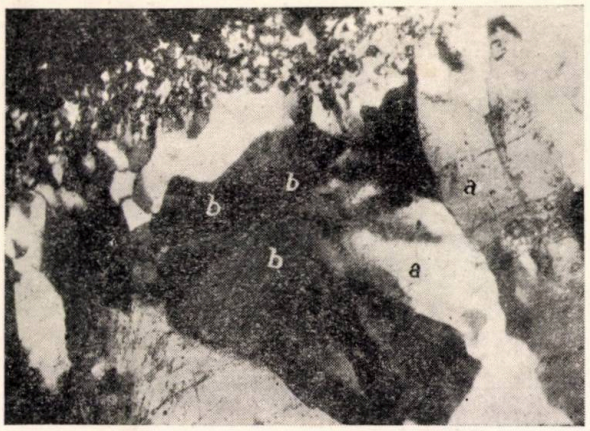


Fig. 11. Incluziuni de calcedonită în cuarț:
a — cuarț; *b* — calcedonită. (× 50).

Circulația soluțiilor hidrotermale mineralizante, în mai multe etape succesive, se observă și prin formarea noilor filonașe de cuarț, în masa celor vechi, individualizate anterior.

4. *Sericitul* apare sub formă de paiete fine, cu dimensiuni sub 0,03 mm, asociate cu cuarțul II sau III, formînd cuiburi, vinișoare fine sau rozete, sau fiind depus perpendicular pe pereții grăunților de minerale metalice.

Cu totul sporadic, s-au identificat incluziuni de sericit fin în cristalele de cuarț I. Aglomerările de clorit sînt uneori conturate de depuneri vermiculare de sericit. Procentul de sericit este redus, circa 2%.

5. *Muscovitul* apare cu totul sporadic, sub formă de lamele fine, dispersate neomogen în filon, în special în porțiunile unde apare sericitul.

6. *Calcedonita* apare sub formă de cristale fine în cristalele de cuarț, orientate diferit, sau uneori paralele între ele și paralele cu alungirea cristalelor.

7. *Cloritul* este al doilea mineral de gangă predominant și apare asociat în special cu cuarțul II.

Se prezintă sub formă de lamele, cu dimensiuni sub 0,04 mm, formînd cuiburi sau vîrtejuri caracteristice, printre cristalele de cuarț. Este o varietate de clorit magneziană, cu culori de birefringență, scăzute, procloritul. Distribuția cloritului în filon este cu totul neregulată, în sensul că se aglomerează de preferință în zonele bogate în calcopirită, pentru ca în zonele cu pirită-arsenopirită să lipsească total.

8. *Opalul* apare cu totul sporadic, dispersat neomogen în cuprinsul filonului.

9. *Feldspații* apar de asemenea sporadic, în cristale de 0,10—0,30 mm, răspîndite de asemenea neomogen.

10. *Caolinul* formează aglomerări în cuprinsul filonului, în asociație cu limonitul; de multe ori s-au identificat aici și depuneri bogate în cadmiu. Caolinul formează concentrații mai importante în zonele de maximă concentrare ale blendei sau wurtzitului sau provine din alterarea avansată a fragmentelor de andezite prinse în filon.

Variația mineralizației filonului Firizan după falie.

Filonul Firizan, în porțiunea de după falie, prezintă variații mari în conținutul de zinc, plumb și cupru și uneori variații importante ale grosimii și structurii, în special în vecinătatea unor coșuri de andezit cu piroxeni și amfiboli.

Din compararea distribuției conținutului și structurii rezultă o corelație clară între aceste elemente. Această corelați implică neapărat ca structurile și coșurile de andezit să fi existat în timpul metalogenezei și deci mineralizația să fie mai recentă decît faza a treia de erupții reprezentată prin aceste andezite.

Interpretînd diagrama din fig. 13 cu conținutul metalic pentru Pb, Zn, Cu, observăm o dezvoltare uniformă a punctelor de maximă concentrare la anumite distanțe în jurul apofizelor.

Variația Pb se poate urmări pe primul interval, pînă la prima apofiză din punctul de intersecție al filonului după falie, o creștere a plumbului cu puncte de maxim legate de o serie de fracturi.

Variația Zn. Zn urmează sub o formă mai dinamică aceeași gradație a frecvenței punctelor de maximă, remarcîndu-se o îndesire a lor mai apropiată de fracturile dinaintea primei apofize.

Se poate urmări înlănțuirea aproape perfectă a frecvenței Pb și a Zn, diferită de a Cu.

Variația Cu. Din prima zonă pînă la prima apofiză cuprul prezintă maxime, din care două sînt direct legate de Zn, iar ultima de plumb.

Punctul de maximă concentrație a aurului este legat de a doua dislocație, pe care o punem în legătură cu o zonă de interferență a mineralizațiilor, precum și cu prezența mispichelului.

Din ansamblul diagramei, din fig. 12 se diferenţiază o variaţie aproape independentă a cuprului în raport cu plumbul şi zincul. Aceasta poate fi interpretată prin fazele de mineralizaţie. Intr-adevăr, cuprul foarte bine dezvoltat aparţine fazei I de mineralizaţie, plumbul şi zincul aparţin fazei a II-a, iar cuarţul şi aurul fazei a III-a.

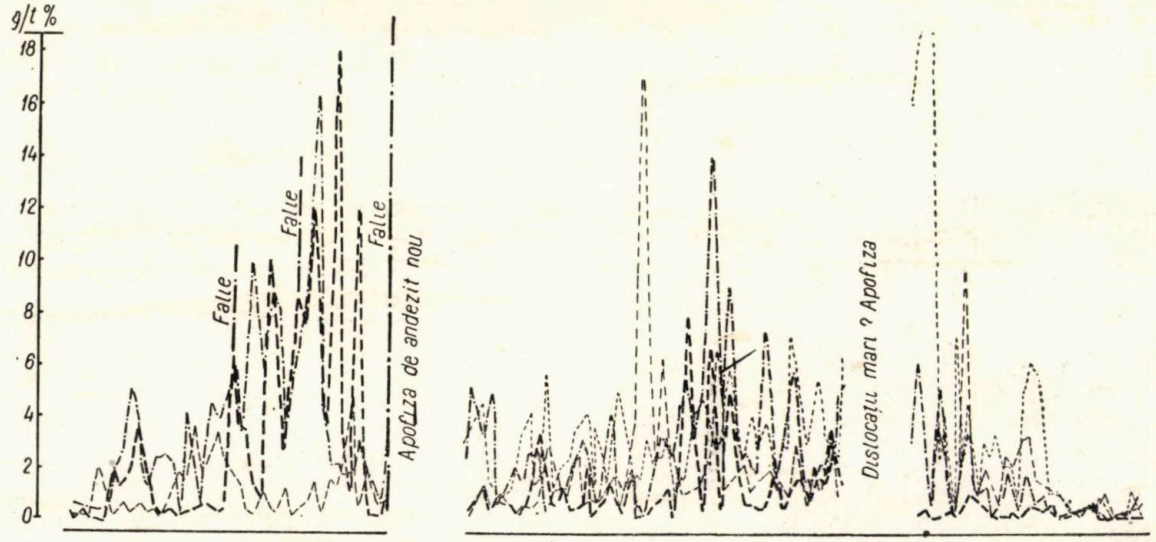


Fig. 12. privind conţinutul metalic % de Cu, Pb şi Zn pe filonul Firizan la orizontul Firizan II în jurul apofizelor de andezit cu piroxeni şi amfiboli (zona centrală după falie):
——— plumb; —.—.— zinc; — — — cupru;

Concluzii metalogenetice asupra mineralizaţiei

Mineralizaţia cu caracter complex din filonul Firizan după falie este cantonată într-un andezit cu amfiboli silicifiat, care aflorează pe culmea principală Hanău-Aluniş. Acest andezit este foarte fisurat şi complet alterat. In lungul filonului se întîlnesc la suprafaţă domurile-apofize de andezite cu piroxeni şi amfiboli, cu secţiune mai mare decît în subteran, însă fără aparenţa unui aparat de erupţie sau chiar coş (fig. 13).

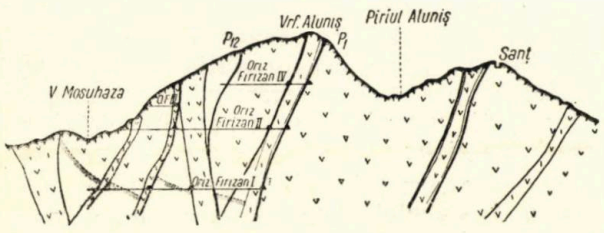


Fig. 13. Secţiune prin zăcămînt (filonul Firizan-Ilba).

In distribuirea soluţiilor mineralizatoare pe liniile de slabă rezistenţă, cupolele de andezite marchează zone centrale de sărăcire şi zone periferice de îmbogăţire, dovedind că andezitele cu piroxeni şi amfiboli sînt mai vechi decît mineralizarea. Mineralizarea este foarte slabă lîngă cupolă, deoarece fractura filoniană este împrăştiată pe vinişoare subţiri şi împrăştiate. Imbogăţirea se face de obicei întîi cu cupru, dovedind că mineralizaţia este mai aproape de sursă lîngă domurile apofize. Plumbul şi zincul fiind la oarecare distanţă ne permit să facem ipoteza că filonul se continuă încă mult în jos, unde trebuie să se întîlnească zona cupriferă. In acelaşi mod se poate aminti prezenţa cuarţului aurifer, dovedind o îmbogăţire în jos de complexe şi mai departe în jos de minereu cuprifer. Mecanismul fracturilor în măsură să explice formarea filoanelor arată, de asemenea, o îngroşare a filonului de complexe mai departe de cupolă şi deci ajunge la concluzia că fractura se mai întinde în jos cu umplutură de complexe.

Aceleaşi concluzii pot fi trase şi pentru porţiunile aurifere care pledează pentru o extindere importantă în adîncime a filonului de complexe şi mai ales de minereu cuprifer.

In legătură cu mineralizaţia filonului Firizan, după falie observaţiile microscopice arată aproximativ aceleaşi îmbogăţiri ca şi la analizele chimice. Pe cale microscopică s-a identificat un număr mare de minerale metalice şi de gangă, cu aspecte ce caracterizează, în general, filoanele hidrotermale. Mineralele predominante sînt calcopirita, blenda, wurtzitul şi galena, care formează concreşteri tipic hidrotermale, caracteristice filonului.

In legătură cu afinitatea blendei pentru cupru, menţionăm capacitatea mai scăzută a wurtzitului în raport cu blenda, cu toate că domeniile de stabilitate ale celor două minerale sînt aceleaşi, distanţele interatomice S-Zn fiind identice.

De asemenea, caracteristic pentru filonul Firizan este prezenţa în procente apreciabile

a cadmiului sub formă de sulfură de Cd (greenockit) în blendă sau wurtzit, aceasta fiind constatată în analizele chimice şi la studiul sub lampa de cuarţ.

In culcuşul filonului, unde condiţiile fizico-chimice de punere în loc a mineralizaţiei au afectat roca înconjurătoare, brecifind-o, se aglomerează cadmiul legat în special de caolin (provenit din alterare).

Imbogăţirea supergenă în Cu cu formare de sulfuri secundare de Cu este prezentă de-a lungul întregului filon, mai mult sau mai puţin accentuat, procesul fiind selectiv în sensul că numai o parte din mineralele primare din filon sînt afectate.

Caracteristic pentru galenă sînt structurile grafice şi de corodare ale acesteia cu diversele generaţii de cuarţ, iar cuarţul mai tardiv corodează galena după planele de clivaj, creînd structuri specifice.

Distribuţia mineralizaţiei corespunde în general unor îmbogăţiri zonare în legătură cu fazele de mineralizare şi aceasta explică variaţiile observate în figură. Deşi cele trei faze principale: faza cupriferă, faza complexă şi faza auriferă, sînt oarecum suprapuse, ele se manifestă în mod diferit pe anumite porţiuni ale filonului.

Toate observaţiile întăresc concluzia asupra distribuţiei mineralizaţiei în legătură cu forme foarte complexe ale căilor de circulaţie ale soluţiilor hidrotermale şi în legătură cu solicitări variate care au acţionat simultan.

Explicaţia mai plauzibilă a fenomenului este dată prin forma complicată a părţii superioare a bazinului magnetic în curs de cristalizare, reprezentat prin coşuri arborescente şi apofize îngrămădite. Acest bazin s-a ridicat pînă aproape de suprafaţă, iar soluţiile hidrotermale au fost drenate destul de haotic, trecînd cu uşurinţă în sistemul de fisuri complexe şi împrăştiindu-se în mod neregulat (tabela 2).

★

Corelînd datele obţinute prin cercetările noastre cu observaţiile făcute de autorul sovietic N. A. Hruşciov asupra zonalităţii verticale inverse a mineralizaţiilor hidrotermale din 3 zăcăminte din U.R.S.S. (Transbaicalia, Kazahstan şi Extremul Orient), observăm o vădită asemănare a modului de interpretare a fenomenelor.

Şi la Ilba, ca şi în cazurile cercetate de N. Alex. Hruşciov, s-au identificat trei generaţii de cuarţ, cu aspecte macroscopice şi microscopice identice.

De asemenea şi aici se pare că marea majoritate a mineralizaţiei s-a depus în faza a doua, care s-a suprapus peste faza I.

Avem de-a face şi aici cu o serie de impulsuri de mineralizaţie care se succed în timp, primul fiind deranjat de al doilea şi aşa mai departe, situaţie constatată şi în mineralizaţia filonului Firizan şi Nepomuc, unde calcopirita I corodează şi substituie pirita I, sau pirita II, corodează calcopirita I, sau pirita III, corodează blenda, galena II, sau cuarţul corodează galena, generînd structuri microscopice, rar întîlnite în literatura de specialitate, sau blenda şi calcopirita se infiltrează după planele de clivaj ale galenei nerecristalizate (indicînd succesiunea galenă, calcopirită, blendă etc.).

Apoi apar texturi rubanate şi brecioase, determinate pe de o parte de depunerea mineralizaţiei şi pe de altă parte de cuarţ, ca mineral de gangă principal al filonului.

De asemenea rocile înconjurătoare ale filonului Firizan şi Nepomuc, cercetate de noi, prezintă intense fenomene de fisurare şi alte-

Nr. crt.	Denumirea mineralelor	Faza mezotermală	Faza epitermală	Faza hipergenă
1.	Oligist	— —		
2.	Pirită	— — —		
3.	Blendă	— ——		
4.	Wurtzit	——		
5.	Schalenblendă	—		
6.	Calcopirită	— ——		
7.	Pirotină	—		
8.	Mispichel	— —		
9.	Aur	— —		
10.	Galenă	— ——		
11.	Bouronit		—	
12.	Minerale de argint	—		
13.	Tetraedrit		—	
14.	Marcasită			—
15.	Melnicovit			—
16.	Cuarţ-Ametist	——		
17.	Opal	—		
18.	Calcedonită	—		
19.	Feldspaţi	—		
20.	Muscovit	—		
21.	Sericit			—
22.	Caolin			—
23.	Clorit	—		
24.	Bornit			—
25.	Calcozină			—
26.	Covelină			—
27.	Greenockit			—
28.	Hematit			—
29.	Limonit			—
30.	Melanterit			—
31.	Chalcantit			—
32.	Malahit			—
33.	Azurit			—

rare (silicifiere, sericitizare, adularizare etc.). Fenomenele sînt generalizate pentru aproape toate rocile andezitice, riolitele şi breciile riolitice, în mod special.

Pe fisurile rocilor apare frecvent cuarţ microgranular, lipsit în general de mineralizaţie, care indică temperaturi joase de depunere a cuarţului microgranular şi lipsa aproape totală a activităţii mineralizatoare.

O altă situaţie similară cu zăcămintele din U.R.S.S. este procesul de alterare a rocilor înconjurătoare, în zonele de intensă mineralizare, în raport cu zonele de impregnaţie.

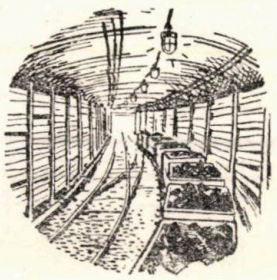
Succesiunea în timp a celor trei etape de mineralizare care se suprapun modifică foarte puternic rocile înconjurătoare. Situaţia este mai vizibilă în cadrul filonului Nepomuc, în zona cu mineralizaţie complexă, unde s-a determinat o a patra etapă de mineralizare marcată prin recristalizarea galenei aparent octaedrică (150° — Ramdohr).

In lumina noilor teorii ale savantului sovietic N. A. Hruşciov, s-ar putea deduce şi în cazul zăcămîntului de la Ilba că în jos ne putem aştepta la o creştere a conţinutului de minerale utile, deoarece şi aici cuarţul macrogranular, cum îl denumeşte N. Alex. Hruşciov, este străbătut şi înconjurat de vinişoare de cuarţ microgranular de o altă generaţie, care se înmulţesc odată cu creşterea adîncimii.

Rocile înconjurătoare au fost puternic afectate de soluţiile mineralizatoare, transformîndu-le în roci silicifiate, sericitizate, adularizate etc.

Căile de acces a soluţiilor mineralizatoare au fost fracturile şi fisurile, care sînt umplute în etape diferite şi care s-au redeschis în timp datorită mişcărilor tectonice. Se observă clar depunerea mineralizaţiei din etapa a II-a sau a cuarţului II depus perpendicular pe pereţii filonului; acelaşi mecanism de redeschidere a fisurilor a favorizat şi depunerea cuarţului microgranular III, întîlnit atît în filon, cît şi pe fisurile din rocile înconjurătoare.

Prin cercetările pe care le vom efectua în continuare, în cursul anului 1960, asupra acestui zăcămînt, vom verifica pe deplin justeţea celor afirmate în legătură cu zonalitatea verticală inversă a mineralizaţiilor metalifere hidrotermale, constatată de noi în filoanele studiate.



Analiza gazelor de ardere de la locomotivele Diesel

Chim. ILEANA DIMOFTACHE, chim. SEVASTA BUMBĂCESCU şi ing. N. OPREA

Utilizarea locomotivelor cu motoare Diesel în subteran impune şi cercetarea lor din punct de vedere al gazelor de ardere şi evacuării acestora.

Aspectul dublu pe care-l prezintă procesul de ardere şi produsele de ardere, prin pericolul de aprindere a metanului pe de o parte şi vicierea atmosferei de mină pe de altă parte, deschide o serie de probleme în ceea ce priveşte construcţia dispozitivelor de evacuare în condiţiile de întreţinere şi funcţionare în subteran, precum şi controlul gazelor de ardere din punct de vedere al compoziţiei chimice.

Din procesul de ardere al combustibilului în diferitele regimuri de funcţionare ale motorului, rezultă producerea unui amestec format din bioxid de carbon, oxigen, oxid de carbon, oxizi de azot, bioxid de sulf, aldehide, vapori de apă şi funingine. Existenţa în amestec a acestor gaze în proporţii diferite este condiţionată de modul în care a decurs procesul de ardere, complet sau incomplet, raportul combustibil-aer, transformările termice etc.

Agenţii toxici rezultaţi din procesul de ardere şi existenţi în gazele evacuate sînt :

— oxidul de carbon (ardere incompletă sau descompunere termică a combustibilului, ca fază intermediară a procesului de ardere şi neterminarea lui din cauza acţiunii de răcire a pereţilor) ;

— oxizii de azot (ca rezultat al unei reacţii dintre azotul atmosferic din aerul aspirat şi oxigen, în condiţii de temperatură şi presiune ridicate şi variaţii brusce de temperatură) ;

— diferite aldehide şi acizi organici (ca produşi intermediari ai procesului de ardere) ;

— bioxid de sulf (în cazul cînd combustibilul conţine sulf) ;

— funingine (particule solide ca rezultat al procesului incomplet de ardere).

Din componenţii toxici ai gazelor de ardere amintiţi mai sus trebuie să se ia în considerare oxidul de carbon, oxizii de azot şi funinginea. Oxidul de carbon cu toxicitatea bine cunoscută trebuie urmărit în mod special în cazul utilizării locomotivelor motorului. Oxizii de azot au o toxicitate de asemenea mare şi trebuie luată în considerare existenţa lor în cazul locomotivelor Diesel.

Funinginea ca produs de evacuare la funcţionarea motorului Diesel este citată de unii autori ca fiind cancerigenă, fiind dovedită această acţiune prin experienţele făcute pe cobai. Analiza chimică a componenţilor pe care îi conţine funinginea nu este încă definitivă nici în alte ţări.

Normele străine pentru utilizarea şi funcţionarea locomotivelor cu motoare Diesel, reglementează conţinutul admis pentru gazele toxice în gazele de ardere. Astfel, în ce priveşte oxidul de carbon, în R.F. Germană se admite un conţinut maxim de 0,12% vol. ; în Anglia mai puţin de 0,2% vol. ; în Polonia 0,12% vol. ; în S.U.A. 0,2% vol. şi în Ungaria tot 0,2% vol. În R.P.R. această problemă nu este încă reglementată prin NTS.

În ce priveşte oxizii de azot, conţinutul în gazele de ardere nu este reglementat în toate ţările. Normele ungare şi engleze admit concentraţia de 0,1% vol. oxizi de azot în gazele evacuate.

Metoda de cercetare

În legătură cu determinarea gazelor de ardere se iau în considerare următoarele :

a) modul de colectare a probelor ;

b) gazele urmărite ;

c) regimul de funcţionare ;

Pentru cunoaşterea compoziţiei reale a gazelor de ardere este importantă alegerea punctului de colectare a probelor, care poate fi :

1. Pe ţeava de evacuare, după ieşirea gazelor din cilindri.

2. Pe ţeava de evacuare, înainte de intrarea gazelor în oala de spălare.

3. La ieşirea gazelor prin filtre plăci din oala de spălare.

În determinările făcute s-a ales punctul 2, din următoarele motive : corespunde cu situaţia de răcire a gazelor şi prezintă o presiune mai constantă în comparaţie cu punctul 1 de colectare, iar faţă de punctul 3 oferă concentraţia reală a gazelor, fără amestecul cu aerul din oala de spălare, în care de asemenea există posibilitatea modificării presiunii.

Punctul de colectare ales a permis compararea rezultatelor pentru diferitele tipuri de locomotive, întrucît ventilul de colectare a putut fi construit uşor la toate locomotivele cercetate. În punctul de colectare s-a adoptat un ventil din ţeavă de cupru cu diametrul de 4 mm şi lungimea de 100 mm, la acest ventil ataşîndu-se, prin intermediul unui tub de cauciuc, dispozitivele de colectare cu o sticlă de nivel.

Gazele propuse pentru cercetare au fost : CO_2 CO, NO_2 şi SO_2, iar pentru controlul probelor trebuia determinat şi oxigenul. Existenţa în diferite proporţii a acestor gaze este condiţionată de modul în care s-a petrecut arderea : completă sau incompletă.

Colectarea probelor s-a făcut pentru fiecare locomotivă în aceleași regimuri de funcționare, ținîndu-se seama de indicațiile literaturii de specialitate, precum și de situațiile care favorizează formarea gazelor toxice.

Astfel, pentru toate locomotivele probele s-au colectat în următoarele situații :

— mers în gol (relanti) ;
— mers în gol cu turație maximă a motorului ;
— viteza I-a sarcină maximă.

Determinările pentru controlul gazelor de ardere indicate în normele de specialitate din alte țări nu sînt aceleai. De exemplu, instrucțiunile R.F.G. impun controlul gazelor pentru turația maximă a motorului „la mers în gol și la sarcină plină" în timp ce normele britanice indică controlul pentru „viteza maximă la sarcină plină și mers încet sarcină plină". De asemenea la probele de control se recomandă și determinarea gazelor la mersul în gol al motorului, turație minimă (relanti). În afară de aceste situații, acolo unde au existat posibilități, s-a determinat concentrația gazelor și pentru sarcini diferite la viteze diferite.

Locomotivele studiate au fost următoarele :

L_1 — locomotiva 23 August, fabricată în 1958 și ne dată în exploatare curentă pînă la data cercetărilor.

L_2 — locomotiva 23 August fabricată în 1956, care a funcționat doi ani, fără reparații importante.

L_3 — locomotiva Moes fabricată în 1944, care s-a examinat la scoaterea din reparație capitală.

L_4 — locomotiva Ruhrtaller, care a funcționat pînă în anul 1958, cînd a fost supusă la reparație capitală (nu s-a putut identifica exact anul de fabricație, care este între 1944—1951).

Determinarea compoziției gazelor de ardere pentru locomotivele L_1, L_2, L_3, L_4 ne permite aprecierea modului cum variază concentrația gazelor de ardere, a produșilor toxici rezultați în procesul de ardere combustibil-aer, în funcție de regimul de funcționare.

În prima fază s-a cercetat comparativ concentrația gazelor de ardere la patru locomotive cu date de fabricație diferite pentru aceleași regimuri de funcționare (tabela 1).

Tabela 1

Locomotiva	Regimul de funcționare	Nr. de analize	Compoziția gazelor % volum			
			CO_2%	CO%	NO_2%	O_2%
L_1	Mers în gol (relanti) locomotiva în repaus	1	3,21	0,00964	0,00211	16,51
		2	4,31	0,00703	0,00201	15,60
		3	3,95	0,00556	0,00196	16,25
		4	3,70	0,00519	0,00204	15,22
			med.	0,00685	0,00203	
	Turația maximă (mers în gol) locomotiva în repaus	5	5,04	0,0355	0,00352	13,70
		6	4,89	0,0118	0,00410	13,41
		7	4,56	0,0290	0,00350	13,65
		8	4,80	0,0320	0,00305	13,80
			med.	0,027	0,0035	
	Viteza 1 sarcină maximă	9	9,15	0,0022	0,0065	7,82
		10	9,62	0,0026	0,0072	8,54
		11	9,34	0,0030	0,0051	7,64
		12	9,20	0,0027	—	7,98
			med.	0,0026	0,0063	
L_2	Mers în gol (relanti) locomotiva în repaus	13	3,80	0,0233	0,000984	15,47
		14	3,82	0,01853	—	15,50
		15	3,50	0,0290	0,00052	16,33
		16	3,47	0,0320	—	16,78
			med.	0,026	0,00075	
	Turația maximă (mers în gol) locomotiva în repaus	17	3,47	0,0408	0,000561	16,26
		18	3,63	0,0359	—	16,13
		19	4,25	0,0322	0,000415	15,10
		20	3,97	0,0641	—	16,21
			med.	0,043	0,00049	
	Viteza 1 sarcină maximă	21	6,07	0,0463	0,000984	11,91
		22	6,16	0,047	—	11,61
		23	8,55	0,0648	0,000918	8,82
		24	7,30	0,0581	—	8,91
			med.	0,054	0,00095	
L_3	Mers în gol (relanti) locomotiva în repaus	25	1,22	0,0666	0,000411	18,80
		26	2,05	0,0634	—	18,22
		27	2,83	—	0,000420	18,10
		28	2,70	—	—	18,07
			med.	0,065	0,000415	

Tabela 1 (continuare)

Locomotiva	Regimul de funcţionare	Nr. de analize	Compoziţia gazelor % volum			
			CO_2%	CO%	NO_2%	O_2%
L_3	Turaţia maximă (mers în gol) locomotiva în repaus	29	3,31	0,0771	0,000282	16,43
		30	3,60	—	—	16,58
		31	3,24	0,0748	0,000207	16,71
		32	4,47	—	—	16,69
			med.	0,074	0,00024	
	Viteza 1 sarcină maximă	33	4,63	0,0710	0,00084	15,18
		34	4,26	—	—	15,24
		35	4,61	0,0760	0,000420	15,60
		36	—	—	—	20,50
			med.	0,0735	0,00063	
L_4	Mers în gol (relanti) locomotiva în repaus	37	1,84	0,082	—	18,23
		38	1,79	0,095	—	18,10
		39	1,72	0,087	—	18,27
		40	1,69	0,058	—	19,41
			med.	0,0805		
	Turaţia maximă (mers în gol) locomotiva în repaus	41	4,27	0,97	—	14,25
		42	3,40	0,84	—	14,68
		43	3,68	0,86	—	14,49
		44	—	—	—	20,70
			med.	0,89		
	Viteza 1 sarcină maximă	45	4,98	1,42	—	10,92
		46	4,39	1,62	—	10,40
		47	4,64	1,39	—	10,44
			med.	1,477		

Din tabela 1 reiese că oxidul de carbon la turaţia maximă a motorului are concentraţia cea mai mare şi anume între 0,011—0,033% vol. Pentru oxizii de azot, concentraţia maximă corespunde mersului cu sarcină totală. L_1 prezintă cea mai mică concentraţie de oxid de carbon faţă de locomotivele L_2, L_3, L_4, în toate cele trei regimuri de funcţionare, iar concentraţia de oxid de azot cea mai mare.

În cazul locomotivelor L_2, L_3, L_4 se constată o creştere a concentraţiilor oxidului de carbon, conţinuturile determinate caracterizînd stadiul motorului. Astfel L_4 care este de o producţie mai recentă decît L_3, are concentraţia de oxid de carbon mai mare. L_4 a fost studiată după reparaţia capitală a motorului, pe cînd L_3 era planificată pentru scoaterea din funcţiune imediat după cercetare.

În tabela 2 se constată variaţia concentraţiei gazelor de ardere funcţie de sarcina locomotivei L_1.

Se observă o creştere a concentraţiei oxidului de carbon la frînare totală viteza 1. De asemenea, imediat după pornirea motorului concentraţia oxidului de carbon este mai mare faţă de concentra-

Tabela 2

Nr. crt.	Regimul de funcţionare	Nr. de analize	Compoziţia gazelor % volum			
			CO_2%	CO%	NO_2%	O_2%
	Viteza 1 fără frînare	1	7,72	0,0089	0,0045	10,03
		2	8,29	0,0023	0,00038	10,05
		3	7,69	0,0058		10,13
			med.	0,0056	0,0041	
	Viteza 1 cu 1/4 frînă	4	3,90	0,0026	0,0076	15,12
		5	3,99	0,0028	0,0041	15,05
		6	4,15	—	—	15,24
			med.	0,0027	0,0058	
	Viteza 2 cu 1/4 frînă	7	8,22	0,0022	0,0049	9,44
		8	6,45	0,0027	0,0082	12,10
		9	7,19	—	—	10,00
			med.	0,00245	0,0065	
	Viteza 2 cu 1/2 frînă	10	5,89	0,0026	0,0028	12,95
		11	6,07	0,00408	0,00352	12,38
		12	5,25	—	—	12,39
			med.	0,0033	0,0031	

Tabela 2 (continuare)

Nr. crt.	Regimul de funcţionare	Nr. de analize	Compoziţia gazelor % volum			
			CO_2%	CO%	NO_2%	O_2%
	Viteza 2 cu 1/2 frînă	13	8,04	0,0026	0,0038	11,26
		14	7,84	0,00305	0,0035	10,35
		15	7,92	—	—	11,25
			med.	0,0028	0,0036	
	Viteza 1 cu frînă totală	16	8,25	0,00945	0,00705	10,78
		17	7,33	0,0120	0,00984	10,31
		18	7,59	—	—	11,24
			med.	0,0107	0,0081	
	Viteza cu 2 frînă totală	19	9,85	0,0023	0,0060	8,49
		20	6,93	0,0031	0,0078	11,19
		21	9,63	—	—	7,03
			med.	0,0027	0,0069	
	2 minute după pornirea motorului—mers în gol (relanti)	22	6,13	0,0118	0,00352	11,91
		23	6,42	0,0077	0,00423	11,05
		24	5,24	0,00482	0,00705	13,21
			med.	0,0081	0,0049	
	120 minute după pornirea motorului—mers în gol (relanti)	25	4,29	0,0075	0,0098	14,68
		26	3,98	0,0058	0,0035	15,49
		27	4,78	—	—	15,28
			med.	0,0066	0,0066	

ţia pentru aceeaşi fază la 120 min după pornire. Pentru oxizii de azot nu se constată că variaţia concentraţiei este funcţie de creşterea sarcinii.

Ca o concluzie a rezultatelor obţinute se poate afirma că în ce priveşte concentraţia în gaze toxice a gazelor de ardere de la locomotivele Diesel, aceasta este condiţionată de starea motorului şi de regimul de funcţionare a acestuia.

În cazul locomotivelor cu motoare în bună stare de funcţionare, concentraţia gazelor de oxid de carbon este mică, sub limita admisă de normele şi literatura de specialitate.

Concentraţia în oxid de carbon pentru locomotivele care au funcţionat timp îndelungat este din ce în ce mai mare şi trebuie să se ia în considerare necesitatea revizuirii şi întreţinerii în mod corespunzător a motoarelor, pentru a nu se permite producerea de oxid de carbon peste limita admisă.

Prezenţa oxizilor de azot a fost constatată în special în cazul motoarelor noi, fiind totuşi sub limita admisă de normele străine. Concentraţia cea mai mare găsită în cercetările efectuate a fost de 0,00984% (analiza 17, tabela 2). În cazul motoarelor cu funcţionare îndelungată, concentraţia de NO_2 scade la 0,0002% vol. (analiza 31, tabela 1).

Pe baza rezultatelor obţinute se poate lua în studiu reglementarea limitelor concentraţiilor de gaze toxice în gazele de ardere a locomotivelor Diesel utilizate în subteran, considerînd că aceste limite pot fi respectate.

Problema purificării gazelor de ardere de gazele toxice a format preocuparea multor cercetători străini, dar pînă în prezent nu s-a putut realiza încă un sistem de purificare pentru oxidul de carbon şi oxizii de azot, care să prezinte avantaje tehnice şi economice.

Bibliografie

[1] Schumann Willi şi Fhoenes Hans Willi: *Luarea de probe din gazele de evacuare ale locomotivelor Diesel de mină.* Glückauf, 1954.

[2] Beaumont A.: *Raport prezentat la conferinţa anuală a asociaţiei naţionale a directorilor de cărbune la Buxton, 1954. O comparaţie între locomotivele Diesel, ca acumulatoare şi cu trolei pentru lucrul în subteran.* Iron and Coal.

[3] Herley Price M. A.: *Nasterea gazelor toxice în motoarele Diesel.* Mine and Quarry. Engineering 1958.

[4] Constantinescu N.: *Intensificarea procesului de purificare a gazelor de oxid de carbon la sinteza amoniacului.* Revista de chimie, 1959.

[5] *** *Instrucţiuni pentru exploatarea în subteran a locomotivelor Diesel. Dosar de descriere a locomotivei Diesel de mină tip* NSG-2 *cu motor Diesel Schonebek.*

[6] Bănărescu M.: *Motoare cu ardere internă.*

[7] Berenstein G. D.: *Combustibil, lubrifianţi, apă.*

[8] Ministerul Sănătăţii al U.R.S.S.: *Curăţirea gazelor industriale evacuate în atmosferă.* Sub redacţia Inspector Boldîrev T. E.

Cu privire la eficacitatea podurilor de siguranță orizontale utilizate la adîncirea puțurilor de mină

Ing. E. PAUL

Procesul mecanic care ia naştere cînd un vas de extracţie în cădere liberă, cu viteză foarte mare, loveşte un obstacol oarecare, este cît se poate de complicat. El se identifică cu ciocnirea plastică, iar această identificare nu este prea uşor de făcut. Aceasta din cauza diverşilor parametri care intervin şi care prin apariţia lor modifică în mare măsură modul de desfăşurare a fenomenului faţă de ipotezele în care ciocnirea este studiată în mecanica teoretică. Totuşi, ciocnirea dintre un vas sau colivie de extracţie căzută şi un obstacol orizontal, potrivit amenajat, la viteze foarte mari, are caracter preponderent de ciocnire plastică.

Sprijinindu-se pe raţionamentul utilizat de mecanica teoretică în tratarea ciocnirii, formulele de bază de care ne putem servi în urmărirea procesului de ciocnire dintre un vas de extracţie căzut şi un obstacol orizontal, artificial, rezultă după cum urmează:

Considerînd două corpuri de masă m şi m_1 care se mişcă pe aceeaşi dreaptă, m fiind în urma lui m_1 în acelaşi sens, cu vitezele v şi v_1, în ipoteza:

$$v < v_1,$$

corpul de masă m va ajunge din urmă pe cel de masă m_1.

La stabilirea contactului dintre cele două corpuri, vitezele lor se vor schimba brusc, între cele două corpuri avînd loc ciocnirea.

Cantităţile de mişcare ale celor două corpuri înainte de ciocnire sînt:

$$mv \text{ şi } m_1v_1.$$

Dacă cele două corpuri sînt perfect plastice, se poate presupune că în ciocnire ele se deformează plastic, se lipesc unul de altul şi împreună, constituind un singur corp, se mişcă mai departe cu viteza comună v_2, cuprinsă între v şi v_1.

$$v < v_2 < v_1.$$

În acest fel, cele două corpuri, după ciocnire, vor avea împreună cantitatea de mişcare:

$$(m + m_1)\ v_2.$$

Dacă cele două corpuri după ciocnire au ajuns la viteza comună v_2, rezultă că, în ciocnire, corpul de masă m a pierdut cantitatea de mişcare:

$$mv - m\ v_2,$$

iar corpul de masă m_1 a primit cantitatea de mişcare:

$$m_1v_2 - m_1v_1.$$

Pierderea de cantitate de mişcare a corpului de masă m trebuind să fie egală cu cantitatea de mişcare primită de corpul de masă m_1, rezultă:

$$mv - mv_2 = m_1v_2 - m_1v_1,$$

de unde:

$$v_2 = \frac{mv + m_1v_1}{m + m_1}.$$

În cazul unui vas de extracţie de masă m, care cade de la înălţimea H, şi al unui obstacol de masă m_1 în repaus, avem:

$$v = \sqrt{2gH} \text{ şi } v_1 = 0,$$

iar expresia vitezei v_2 este:

$$v_2 = \frac{mv}{m + m_1}.$$

Înlocuind:

$$m = \frac{G}{g} \text{ şi } m_1 = \frac{Q}{g},$$

expresia vitezei v_2 devine:

$$v_2 = \frac{Gv}{G + Q}. \qquad (I)$$

Energia cinetică a întregului sistem înainte de ciocnire este:

$$L_0 = \frac{mv^2}{2} \text{ (deoarece } v_1 = 0)$$

şi după ciocnire

$$L = \left(\frac{m + m_1}{2}\right) v_2^2.$$

Cum $L_0 > L$, rezultă că în procesul de ciocnire s-a consumat energia cinetică:

$$L_1 = L_0 - L = \frac{mv^2}{2} - \left(\frac{m + m_1}{2}\right) v_2^2 = \frac{m_1}{m + m_1} \cdot \frac{mv^2}{2} = \left(\frac{m_1}{m + m_1}\right) L_0.$$

Înlocuind:

$$m = \frac{G}{g} \text{ și } m_1 = \frac{Q}{g},$$

rezultă:

$$L_1 = \frac{Q}{G+Q} = L_0 \qquad \text{(II)}$$

unde

G este greutatea mobilă;
Q — greutatea cu viteza nulă;
L_0 — energia cinetică inițială.

$$L_0 = \frac{mv^2}{2} = \frac{Gv^2}{2g} = GH.$$

L_1 fiind numai o parte din L_0, urmează că după ciocnire rămîne disponibilă energia cinetică:

$$L = L_0 - L_1 = L_0 - \frac{Q}{G+Q} L_0$$

sau

$$L = \left(\frac{G}{G+Q}\right) L_0. \qquad \text{(III)}$$

Lucrul mecanic dat de formula (III), rămas disponibil după epuizarea procesului de șoc, constituie partea din energia cinetică inițială care poate provoca distrugerea obstacolului.

Notînd:

$$\eta = \frac{G}{G+Q}, \qquad \text{(IV)}$$

avem:

$$L = \eta L_0. \qquad \text{(V)}$$

η din formula (V), fiind un fel de randament care pune în evidență partea distructivă din L_0, poate fi numit randament distructiv.

În cazul $\eta = 1$, avem: $L = L_0$,

adică toată energia cinetică inițială rămîne disponibilă pentru distrugerea obstacolului, și deci efectul distructiv este maxim, iar în cazul $\eta = 0$, avem:

$$L = 0,$$

adică efect distructiv nul.

Deci pentru ca obstacolul să nu fie distrus, el va trebui să poată absorbi sub formă de deformații elastice energia cinetică dată de formula (V).

Dacă la un obstacol oarecare cunoaștem energia cinetică pe care o poate absorbi sub formă de deformații elastice (adică pe L), atunci energia cinetică pe care o poate amortiza acel obstacol fără să fie distrus este:

$$L_0 = \frac{L}{\eta}. \qquad \text{(VI)}$$

Principiul constructiv obișnuit al unui pod de siguranță orizontal, impus de diferite considerente de ordin teoretic și de experiența cîștigată în timp, este cel arătat în fig. 1, în care:

A reprezintă o serie de grinzi de oțel laminat, al căror rol este absorbirea lucrului mecanic dat de formula (V), prin deformații elastice, și apoi de a susține static greutatea celorlalte elemente ale podului;

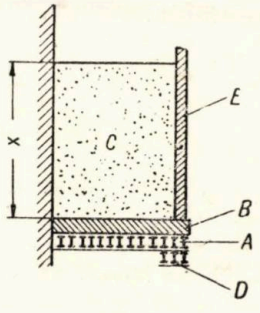


Fig. 1

B reprezintă o placă orizontală din beton armat, avînd rolul de a repartiza cît mai uniform sarcinile de orice natură asupra grinzilor A;

C reprezintă un volum de material care se deformează plastic și care, datorită și altor însușiri, garantează caracterul plastic al ciocnirii, precum și distribuirea cît mai uniformă a sarcinilor pe placa B (se numește pernă de amortizare), iar

D reprezintă grinzi suplimentare cu rolul de a susține static peretele lateral E.

După cum rezultă din această descriere, un asemenea pod nu poate fi identificat întocmai cu un corp omogen.

Deoarece diferitele materiale cu forme și funcțiuni deosebite intervin în mod deosebit în procesul de ciocnire, este ușor de înțeles că expresia randamentului distructiv dat de formula (IV) nu poate fi aplicată întocmai.

Astfel, experiența a impus substituirea lui Q din formula (IV) cu expresia:

$$C_1 Q_1 + C_2 Q_2 + C_3 Q_3 + \ldots + C_n Q_n,$$

în care:

$Q_1, Q_2, Q_3 \ldots Q_n$ sînt greutățile diferitelor elemente componente ale podului cu proprietăți elastice și plastice deosebite, iar

$C_1, C_2, C_3 \ldots C_n$ coeficienți care pun în evidență măsura în care greutățile

$Q_1, Q_2, Q_3 \ldots Q_n$ influențează randamentul distructiv.

Oprindu-ne la două elemente componente: placa de repartizare plus grinzile de rezistență și perna de amortizare, cu această corecție expresia randamentului distructiv devine:

$$\eta = \frac{G}{G + C_1 Q_1 + C_2 Q_2} \qquad \text{(VII)}$$

în care:

G este greutatea mobilă;
Q_1 — greutatea grinzilor de rezistență plus greutatea plăcii de repartizare;
Q_2 — greutatea activă a pernei de amortizare (fig.2, partea hașurată din volumul pernei).

Cu privire la ordinea de mărime a coeficienților

$$C_1,\ C_2,\ C_3 \ldots C_n$$

în literatură se dau următoarele valori :

$C_1 = 0{,}5$ sau foarte apropiată de aceasta în toate împrejurările, iar pentru C valorile indicate mai jos :

– nisip afînat	4,0
– nisip bătut	2,5
– rumeguș de lemn	8,0
– fașcine	11,0

Capacitatea de a absorbi lucrul mecanic, sub formă de deformație elastică, a unei grinzi supuse la încovoiere este exprimată prin formula :

$$L = \frac{1}{2E} \int \frac{M^2}{J}\, dx,$$

unde :

M este momentul de încovoiere ;
E — modulul de elasticitate ;
J — momentul de inerție.

În cazul unei grinzi drepte, liber rezemată pe două reazeme simple, cu secțiune transversală constantă cu deschiderea l și sarcină uniform distribuită p, lucrul mecanic de deformație este ;

$$L = \frac{P^2 l^2}{240\, EJ},$$

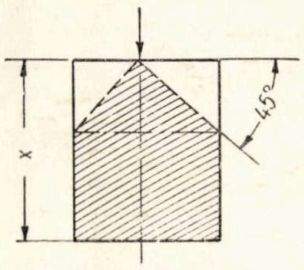
unde :

$$P = p \cdot l$$

Dacă profilul grinzii este simetric față de planul x, cum este de exemplu profilul I din fig. 3, avem :

$$W_x = \frac{2J}{h}$$

$$\sigma = \frac{M}{W_x} = \frac{Pl}{8W_x} = \frac{Pl.h}{16\,J}$$



Fig, 2

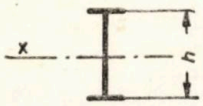


Fig. 3

$$P = \frac{16\, j\, \sigma}{l\,.\,h}.$$

Înlocuind în expresia lucrului mecanic de deformație, rezultă :

$$L = \frac{16}{15} \frac{l\, J\, \sigma^2}{EM^2},$$

unde :

$$\sigma = \sigma_c - \sigma_{st}$$

σ_c este efortul specific la limita de curgere ;
σ_{st} — efortul specific de încovoiere datorit sarcinilor statice pe care le susține grinda.

Capacitatea de a absorbi lucrul mecanic sub formă de deformație elastică a unui număr de n grinzi identice și la fel solicitate este :

$$L = n\ L \qquad \text{(IX)}$$

Formulele de calcul prezentate mai sus scot în evidență modul de comportare și de eficacitate al diferitelor materiale care se utilizează în construcția unui pod de siguranță orizontal, calculele referindu-se la aceeași colivie și același pod cu anumite date caracteristice, bine precizate.

Astfel, considerînd în acest sens, drept elemente de referință, o colivie a cărei greutate totală este

$$G = 5{,}00\ \text{t}$$

și podul de siguranță orizontal cu următoarele date caracteristice :

1) suprafață :

$$S = 4{,}0.\ 4{,}0 = 16\ \text{m}^2,$$

2) pernă de amortizare de formă paralelipipedică, avînd volumul total :

$$V_0 = S\,.\,x = 16.x,$$

unde x este înălțimea în metri ;

3) placă de repartizare ; beton armat cu grosimea :

$$\delta = 40\ \text{cm}$$

și greutatea :

$$r = 16.0{,}4.2{,}4 = 15{,}35\ \text{t} ;$$

4) grinzi de rezistență : 26 bucăți profile I 40 de lungime :

$$4{,}0 + 0{,}4.4 = 5{,}6\ \text{m}$$

și a căror greutate totală este :

$$R = 5{,}6 \cdot 26 \cdot 92{,}63 = 13{,}5\ \text{t},$$

și efectuînd calculele pentru o pernă de amortizare cu înălțimea $x = 4{,}00$ m nisip afînat ; avem :

— volumul total al pernei de amortizare :

$$V_0 = 16 \cdot x = 16 \cdot 4{,}0 = 64\ \text{m}^3$$

— volumul activ al pernei de amortizare ;

$$V_2 = S\left(x - \frac{\sqrt{S}}{3}\right) = 16\left((4{,}0 - \frac{3}{4}\right) = 42{,}7\ \text{m}^3$$

— greutatea pernei de amortizare :

$$Q_0 - \gamma V_0 = 1{,}5 \cdot 64 = 96\ \text{t}$$

— greutatea activă a pernei de amortizare :

$$Q_2 = \gamma\ V_2 = 1{,}5 \cdot 42{,}7 = 64\ \text{t}$$

— greutatea unei grinzi de rezistență de lungime $l = 4{,}00$ m :

$$1g = 4{,}00 \cdot \frac{92{,}63}{1\,000} = 0{,}37 \text{ t}$$

— sarcina statică ce revine pe o grindă de rezistență :

$$P = \frac{Q_0 + r}{26} + l \cdot g = \frac{96 + 15{,}35}{26} + 0{,}37 = 4{,}65 \text{ t}$$

— momentul încovoietor corespunzător :

$$M = \frac{P \cdot l}{8} = \frac{4{,}65 \cdot 4{,}0}{8} = 2{,}32 \text{ t m}$$

— efortul specific static de încovoiere al grinzilor de rezistență :

$$\sigma_{st} = \frac{M}{W} = \frac{232\,000}{1\,460} \approx 160 \text{ kg/cm}^2$$

— efortul specific disponibil pînă la limita de curgere :

$$\sigma = \sigma_c - \sigma_{st} = 2\,200 - 160 = 2\,040 \text{ kg/cm}^2$$

— energia potențială a unei grinzi de rezistență :

$$L = \frac{16 \cdot l\,y\,\sigma^2}{15 \cdot EM^2} = \frac{16 \cdot 400 \cdot 29\,210 \cdot 2040^2}{15 \cdot 2{,}1 \cdot 10^6 \cdot 40^2} =$$

$$= 15\,500 \text{ kg cm}$$

— energia potențială totală :

$$L = 26\ L = 26 \cdot 155 = 4\,020 \text{ kgm}$$

— greutatea plăcii de repartizare a grinzilor de rezistență :

$$Q_1 = R + r = 13{,}50 + 15{,}35 = 28{,}85 \text{ t}$$

— randamentul distructiv :

$$\eta = \frac{G}{G + C_1Q_1 + C_2Q_2} = \frac{5}{5 + 0{,}5 \cdot 28{,}85 + 4 \cdot 64} = \frac{1}{55}$$

sau

$$\frac{1}{\eta} = 55$$

Rezultă astfel :

— energia cinetică amortizabilă :

$$L_0 = \frac{1}{\eta} \cdot L = 55 \cdot 4\,020 = 221\,000 \text{ kgm} =$$

$$= 221 \text{ t m}$$

— înălțimea de securitate :

$$H = \frac{L}{G} = \frac{221}{5} = 44{,}2 \text{ m}$$

Rezultă că podul considerat rezistă la căderea unei colivii de 5 t, de la o înălțime maximă de 44,2 m.

Aplicînd acest procedeu de calcul și pentru alte grosimi de pernă de amortizare și pentru materiale diferite, obținem rezultatele trecute în tabela 1, respectiv diagramele din fig. 4.

Considerînd o pernă de amortizare cu înălțimea $x = 8$ m, constituită din nisip afînat cu $\gamma = 1\,500$ kg/m^3 și $C_2 = 4$, placa de repartizare cu grosimea $\delta = 40$ cm și grinzile de

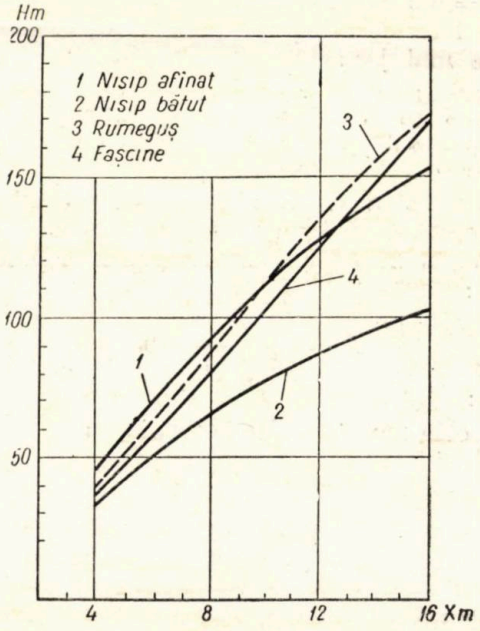


Fig. 4

rezistență așezate una lîngă alta, cu profilele I_{20}, I_{30}, I_{40} și I_{50}, obținem rezultatele trecute în tabela 2, respectiv diagrama din fig.5.

Din examinarea acestor rezultate putem constata următoarele :

Conform diagramelor din fig.4, pentru grosimi de perne de amortizare pînă la 16 m, ca material de pernă de amortizare în intervalul

Tabela 1

Pernă de amortizare		Grinzi de rezistență			H m
Material	Înălțime, m	Profil	Bucăți		
Nisip afînat	4	I 40	26	55	44,2
	8			132	93
	12			209	129
	16			286	152,5
Nisip bătut	4			42	33
	8			100	67,1
	12			157	88,5
	16			225	105,5
Rumeguș de lemn	4			45	39
	8			107	88,7
	12			172	137
	16			230	171
Fascine	4			41	36,3
	8			97	82,6
	12			153	127,2
	16			211	168

Tabela 2

Pernă de amortizare		Grinzi de rezistență OL-38				H, m
Material	Înălțime	Profil	Buc.	Greutate totală t		
Nisip afînat	8	I 20	44	5,78	131	14,9
		I 30	32	9,02	131	53,4
		I 40	26	13,50	132	93,0
		I 50	22	18,60	132	132,5

4 — 9,80 m nisipul afînat are capacitatea maximă, iar în intervalul 9,80 — 16 m rumegușul de lemn.

Eficacitatea fașcinelor este tot timpul cu 8—10 m mai mică, în schimb crește sensibil proporțional cu grosimea pernei de amortizare în tot intervalul $x = 4$—16 m.

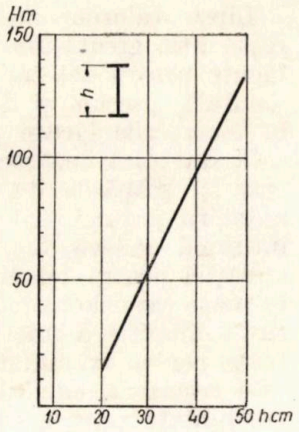


Fig. 5

La grosimea de 8 m, care poate fi considerată practic curent realizabilă, înălțimea de securitate maximă este asigurată de perna constituită din nisip afînat și are valoarea de 93 m, iar înălțimea de securitate maximă la grosimea de 16 m este de 171 m în cazul pernei constituite din rumeguș de lemn.

Față de nisipul afînat, rumegușul de lemn și fașcine, nisipul bătut garantează o înălțime de securitate sensibil mai mică, în schimb proprietățile elastice și plastice ale nisipului bătut se mențin aproape aceleași și în timp mai îndelungat.

Acest lucru nu se poate afirma despre nici unul dintre celelalte materiale. Din contra, nisipul afînat, datorită tasării în timp sub influența umidității și a apelor, își modifică continuu proprietățile plastice. Nu sînt garantate pe timp mai îndelungat nici proprietățile elastice și plastice ale rumegușului de lemn și nici ale fascinelor, adică tocmai ale acelor materiale care ar asigura o înălțime de securitate mai mare.

Diagrama din fig.5 arată că înălțimea de securitate crește aproape proporțional cu înălțimea profilului I utilizat ca grindă de rezistență, respectiv sensibil proporțional cu greutatea de oțel montat ca grinzi de rezistență, și că influența lui asupra înălțimii de securitate este tot atît de importantă ca și aceea a grosimii pernei de amortizare.

Trebuie să observăm însă că profilele mai mari de I 40 nu sînt operante, din cauza greutăților de transport, montare și demontare.

De asemenea, măsura de participare la amortizarea șocului a grinzilor din al doilea rînd, în cazul grinzilor suprapuse, este cu totul nesigură, deci greutatea de oțel montabil ca grinzi de rezistență este limitată.

Considerînd acum cazul dispozitivului de rezistență constituit din profile I 40, pernă de amortizare din nisip afînat de 8 m (grosime constantă) și greutatea coliviei G variabilă, cu notațiile de mai sus, avem:

$$v_0 = 16 \cdot 8{,}0 = 128 \ \text{m}^3$$

$$v_2 = 16\left(8 - \frac{4}{3}\right) = 106{,}7 \ \text{m}^3$$

$$Q_0 = 1{,}5 \cdot 128 = 192 \ \text{t}$$

$$Q_2 = 1{,}5 \cdot 106{,}7 = 160 \ \text{t}$$

$$l \cdot g = 4{,}00 \cdot \frac{92{,}63}{1\,000} = 0{,}37 \ \text{t}$$

$$P = \frac{192 + 15{,}35}{26} + 0{,}37 = 8{,}34 \ \text{t}$$

$$M = \frac{8{,}34 \cdot 4}{8} = 4{,}17 \ \text{t m} = 417\,000 \ \text{kg cm}$$

$$\sigma_{st} = \frac{417\,000}{1\,460} = 286 \ \text{kg cm}^2$$

$$\sigma = 2\,200 - 286 = 1\,914 \ \text{kg cm}^2$$

$$L = \frac{16 \cdot 400 \cdot 29\,210 \cdot 1\,914^2}{15 \cdot 2{,}1 \cdot 10^6 \cdot 40^2} \approx 13\,500 \ \text{kg cm} = 135 \ \text{kg m}$$

$$L = 26 \cdot 135 = 3\,510 \ \text{kg} = 3{,}51 \ \text{t m}$$

$$Q_1 = 13{,}50 + 15{,}35 = 28{,}85 \ \text{t}$$

$$\eta = \frac{G}{G + C_1 Q_1 + C_2 Q_2} = \frac{G}{G + 0{,}5 \cdot 28{,}85 + 4.160} = \frac{G}{G + 654{,}42}$$

Rezultă:

$$\frac{1}{\eta} = \frac{G + 654{,}42}{G}$$

$$H = \frac{L_0}{G} = \frac{1}{\eta} \cdot \frac{L}{G} = \frac{L(G + 654{,}42)}{G^2},$$

adică

$$H = \frac{3{,}51\,(G + 654{,}42)}{G^2} \ \text{m}$$

Pentru diferite valori ale greutății G, obținem valorile înălțimii de securitate H după cum urmează:

G	1,5	2,0	3,0	4,0	5,0 t
H	1 020	574	256	146	93 m

respectiv diagrama din fig. 6.

Conform acestei diagrame, în cazul unei colivii cu un singur vagonet, care însumează greutatea totală :

— vagonet gol	1 m³ volum	0,650 t
— încărcătură	1,8 m³	1,800
— colivie		1,200
	Total G =	3,650 t

avem înălțimea de securitate :

$$H = 175 \text{ m.}$$

Concluzii

Înălțimile de securitate H rezultate mai sus, deși în anumite cazuri nu sînt neglijabile, față de cerințele actuale ale mineritului nu pot fi considerate ca fiind satisfăcătoare.

Un pod de siguranță orizontal, simplu, construit ca cel prezentat în fig.1, nu poate garanta siguranța deplină, decît în anumite cazuri speciale (înălțime de cădere mică sau greutăți relativ mici, scule sau diferite alte obiecte), și este greu de acceptat că ar putea constitui o soluție a problemei în general, oricîte îmbunătățiri i s-ar aduce.

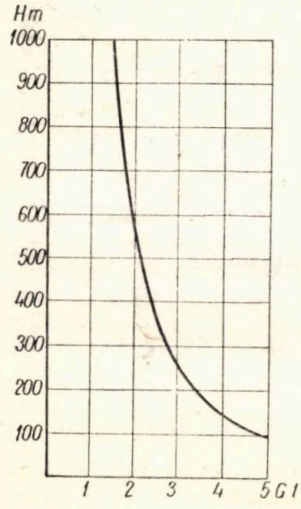


Fig. 6

Se impun astfel căutarea și încercarea altor forme, urmărind descărcarea grinzilor de rezistență în cît mai mare măsură prin transmiterea energiei cinetice pereților laterali ai puțului, cu reducerea în cît mai mare măsură posibilă a volumului de material utilizat.

Eliminînd soluționarea problemei prin poduri orizontale multiple, care implică înălțime de construcție mare, literatura sovietică recomandă în acest sens urmărirea prin studii și încercări, experimentarea pe scară cît mai largă a podurilor de siguranță cu alte principii de funcționare, cum sînt de exemplu : podurile cu pene, dopuri, abateri sau nișe de abatere, care permit soluții economice și eficacitate mult mai mare față de ceea ce poate garanta un pod de siguranță orizontal simplu.

Observații. Cu privire la procedeul de calcul concretizat prin prezenta expunere . avem de observat următoarele :

Exactitatea rezultatelor depinde în mod preponderent de exactitatea coeficienților C_1 și C_2 care intervin în expresia randamentului distructiv (formula VII).

În ceea ce privește coeficientul C_1, valoarea 0,5 este în mod univoc admisă, datorită împrejurării că parțial această valoare poate fi justificată prin calcule și pare a fi fost verificată și experimental.

Partea cea mai dificilă o constituie coeficientul C_2, pentru care găsim valori bine precizate numai pentru cîteva materiale, cu toate că în practica mineritului se vorbește în mod frecvent și de alte materiale utilizate la construcția pernei de amortizare, cum sînt de exemplu : fîn balot, pietriș mărunt, 'steril' etc.

Lipsa valorilor acestor coeficienți se datorește atît greutăților care apar în încercările făcute pentru determinarea lor pe cale experimentală, precum și dificultăților care intervin în încercările făcute pentru precizarea lor pe cale statistică deoarece ruperile de cablu, precum și scăpările de obiecte grele în timpul adîncirii puțului sînt foarte rare, iar dacă se întîmplă undeva, lucrările de restabilire a instalației pentru reluarea lucrului fiind impuse în toate cazurile cu mare urgență, pînă la eventuala apariție a unei persoane deplin competente pentru examinarea cazului, aproape totul este restabilit, eliminîndu-se în acest fel orice posibilitate pentru adunarea datelor potrivite pentru calcule sau verificarea unei metode de calcul.

Această stare de lucruri pare a justifica în mare măsură ideea amenajării puțurilor de experiență, care să permită încercări cu modele de mărime naturală. Nu avem cunoștință despre existența unor asemenea puțuri, probabil din cauza că amenajarea unui asemenea puț de experiență ar implica cheltuieli exagerate.

Rămîne astfel calea experimentelor făcute pe modele la scară redusă.

Dar și aici apar dificultăți destul de mari, atît la realizarea modelului mic, cît și în trecerea la dimensiunile reale. Totuși, deocamdată este unica cale care poate fi urmată fără a implica cheltuieli exagerate.

În U.R.S.S. s-au executat experiențe cu modele reduse la scara 1 :10, care s-au dovedit suficient de mari pentru a putea trage concluzii comparative foarte importante asupra diferitelor forme de poduri de siguranță. De exemplu, s-a ajuns la concluzia că un anumit pod în formă de pană este de 10 ori mai rezistent decît un pod orizontal construit din aceleași materiale. Nu se semnalează însă dacă cu aceste modele, relativ prea mici, s-au putut determina mărimi caracteristice, concrete, cum ar fi de exemplu coeficientul C_2.

Bibliografie

[1] Feodorov S. A. : *Lucrări miniere principale*, Ugol, 2, 1956.

[2] Timbarevici P. M. : *Susținerea lucrărilor miniere.*

Construirea și utilizarea unui screper mic

Minele din Saxonia, din cauza prezenței greutăților geologice și tectonice sînt frînate în dezvoltarea mecanizării și a automatizării. Din această cauză se caută ca mașinile utilizate în alte bazine miniere să se înlocuiască prin mașini adecvate condițiilor locale. În acest scop s-a pus problema construirii unei mașini de încărcat care să poată lucra și în profile mai mici de 13 m^2, astfel ca și galeriile cu aceste profile mici, să poată fi săpate cu mașini de încărcat. După mai multe consfătuiri ale unui colectiv s-a ajuns la modificarea screperului existent VS II, micșorîndu-i-se dimensiunile, însă cu menținerea capacității de lucru. Din fig. 1 se pot vedea clar dimensiunile acestui screper mic, care deși montat într-o suitoare săpată în steril, cu o înclinare de circa 18° și cu un profil de 10,5 m^2, susținută în arce metalice, totuși în jurul lui este spațiu suficient pentru circulație și transport.

La cele două tălpici de sanie paralele, corespunzătoare lățimii screperului sînt fixate suporturile pentru jgheabul de încărcare sub care s-a montat dispozitivul de acționare, care astfel este protejat de acest jgheab.

Sub gura de descărcare construcția este astfel făcută încît poate fi introdusă fie o bandă de transport, fie un scoc oscilant (fig. 2).

La grinda de unire a pereților laterali sînt montate totodată rolele pentru întoarcerea cablului, unde peste rola cea mai mare așezată

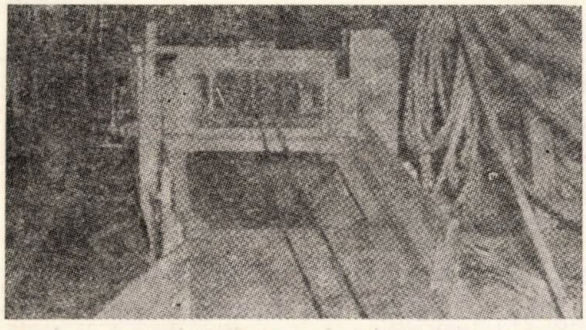


Fig. 1. Screper mic în galerie

oblic se întoarce cablul care trage cupa plină și peste rola cea mai mică cablul care trage cupa goală înapoi.

Un avantaj special constă în aceea că pîlnia pentru alimentare, prin suspendarea în alt mod a pereților laterali și a peretelui din spate, este așezată pentru alimentarea laterală adică screperul poate lucra lipit de perete și în caz de nevoie poate fi făcută o susținere cu stîlpi la mijloc și materialul poate fi transportat fără nici o piedică. Afară de aceasta, introducerea

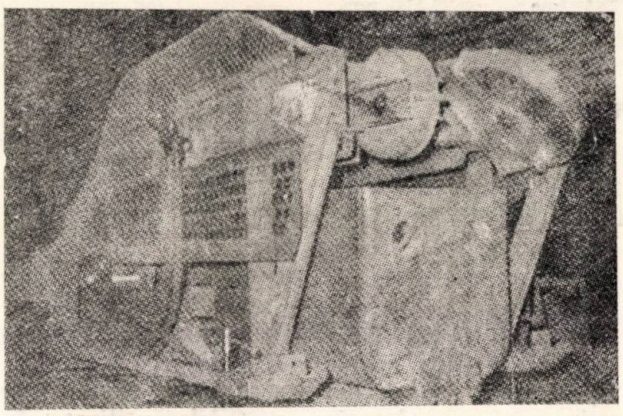


Fig. 2. Dispozitivul gurii de descărcare.

căruciorului pentru forare este posibilă, ceea ce la utilizarea screperelor mari nu era posibilă decît în profile foarte mari.

Jgheabul de încărcare mobil lărgit în partea dinainte, care este descompus în patru părți, este fixat de jgheabul fix cu dispozitive cu lanțuri.

La partea de manevrare a screperului mic este montată o tablă găurită pentru apărarea contra loviturilor de cablu și pentru o observare mai bună a descărcării cupei.

Așezarea dispozitivului de acționare sub jgheab are avantajul special că screperul poate fi transportat pînă în imediata apropiere a frontului, fără să se deterioreze din cauza pușcării. O parte din materialul rezultat din împușcare poate să cadă direct pe jgheab.

Pentru ca să se ajungă la calitățile cerute a fost necesar ca reductorul planetar cu tobele pentru cablu și ambreiajul diferențial să fie în așa fel modificat, încît tobele să fie așezate în afară și benzile de frînare ale ambreiajului să fie așezate către mijlocul axei, ca să se dea posibilitatea cablului să fie condus lateral de gura de descărcare.

Dispozitivul de acționare este dotat cu un motor de 20 kW cu 150 rot/min. Diametrul cablului la o viteză a cupei de 1,4 m/s și la un conținut de circa 0,65 m^3, s-a dovedit suficient de 16 mm.

Înălțimea cea mai mare inclusiv cupa în poziția de descărcare este de 1 750 mm. Lățimea măsurată între maneta de manevră și marginea exterioară a apărătorului roții dințate libere este de 1 700 mm. Lățimea jgheabului mobil se potrivește ușor lățimii și secțiunii vetrei prin colțuri care se scot sau se pun. Lățimea normală este de 2 600 mm. Lungimea cea mai mare a screperului, inclusiv jgheabul mobil, este de 5 200 m.

Comparație

	Screper V. S. II	Screperul mic (modificat)
Lungime	6 400 mm	5 200 mm
Lățime	2 600 mm	1 700 mm
Înălțime	2 150 mm	1 750 mm

Deoarece screperul mic după modificare a fost introdus, s-a putut face o comparație a productivității cu cel existent pînă atunci la încărcarea manuală în profilele mici.

Astfel, s-a putut prin introducerea screperului mic într-o suitoare săpată în steril cu o înclinare de 14°, la un volum de săpare de 9,6 m^3, susținută cu cadre trapezoidale corespunzător unui profil net de 2,5×3,0 m, să se realizeze o productivitate de 2,68 m^3/post., în timp ce în aceleași condiții la încărcarea manuală se realiza 1,36 m^3/post. De aici rezultă o sporire a productivității muncii de 96%.

Două galerii săpate pe înclinare în aceleași condiții au arătat următoarele productivități. Încărcarea manuală 1,35 m^3/post. din care rezultă o mărire a productivității de 145%.

B. V.

Folosirea „metodei în paralel" la săparea unui puț cu profil circular

Pentru deschiderea zăcămintelor de minereu din R.D.G., la adîncimi mari au fost săpate cîteva puțuri noi. Proiectele au prevăzut săparea lor cu un profil circular și susținerea cu beton, și au ținut seama de literatura de specialitate prin care se descriau metodele utilizate în unele țări, în special în U.R.S.S., unde săparea și susținerea defintivă se făceau concomitent.

Conducerea exploatărilor a hotărît ca și în R.D.G. procedeul: „săparea în paralel" să fie folosit pentru săparea puțurilor noi cu profil circular. În acest scop pe talpa puțului a trebuit, pe lîngă lucrările obișnuite — forare, împușcare, încărcare — să fie montată o susținere provizorie, care se răpește și care se înlocuiește cu o susținere definitivă din beton de pe o platformă mobilă introdusă în puț. Betonul trebuie introdus în stare plastică cu chible și turnat în spatele unui cofraj.

În același timp, s-a cercetat care organizare a lucrului permite o utilizare optimă a instalației și cum prin avansare rapidă se vor obține productivități mari la săpare. În timpul încercării, instalația a lucrat satisfăcător; după luarea în considerare a unor îmbunătățiri, avansarea lunară a săpării s-a mărit considerabil. Prin colaborare cu inginerii sovietici la construcția și completarea instalației de săpare, experiența specialiștilor sovietici în organizarea și conducerea săpării rapide și munca calificată a minerilor de la săpare și susținere, s-a ajuns la viteza de 155,5 m săpare lunar un randament care pînă în prezent este unic în istoria mineritului german.

În cele ce urmează se va descrie săparea unui puț, construcția tehnică a instalației de săpare și organizarea lucrului pe timpul săpării.

Puțul trebuie săpat de la suprafață pînă la o adîncime de 1 180 m.

Roca în zona de săpare a constat din șisturi sericitice și cloritice slab fisurate, străbătute din loc în loc de sfărîmături de cuarț și carbonați. Acest complex este acoperit la suprafață de un strat cu o grosime de 2—6 m de depuneri mai tinere. Șisturile au o duritate de $f = 6,5—8,0$ după scara lui Protodiakonov. Greutatea specifică a rocii în masiv este de 2,9 t/m^3 și 1,6—1,7 t/m^3 dislocată prin împușcare.

La proiectare s-a ținut seama de o viitură de apă de 30 m^3/h, însă la săpare s-a dovedit că această cantitate a fost supraapreciată.

Din puț trebuie să se deschidă cinci orizonturi.

Tabela 1

Datele proiectului puțului

Adîncimea totală a puțului	1 180 m
Forma secțiunii puțului	circulară
Diametrul util	7 m
Secțiunea utilă	38,5 m^2
Diametrul de săpare	7,6 m
Secțiunea de săpare	45,3 m^2
Grosimea susținerii	0,3 m
Material de susținere	Beton 160

După ce puțul a fost săpat mai mult de 70 m prin metodele obișnuite, au fost introduse în puț platforma de întindere și platforma de betonare. În același timp s-a terminat montarea instalației de la zi. Turnul de săpare constă dintr-o construcție de țevi căptușite ușor. El are o suprafață pătrată cu lungimea laturii de 16 m; înălțimea între rampa de la suprafață și axele superioare ale moletelor ete de 22 m. Materialul este extras în chible și răsturnat în silozurile

turnului puțului. S-a prevăzut că materialul să fie transportat prin vagoane cu dispozitive de răsturnare. Ușile de pe platforma de la suprafață, de pe platforma de răsturnare și împingătoarele gurilor silozurilor sînt acționate prin cilindri cu aer comprimat. Întregul turn de săpare poate fi demontat ușor și montat din nou în altă parte. După terminarea lucrărilor de săpare și susținere el se înlocuiește prin turnul de extracție definitiv din oțel.

În jurul turnului puțului se grupează 25 mașini de extracție și trolii. Cablurile de la opt trolii servesc pentru ghidarea chiblelor, de celelalte sînt suspendate chiblele de extracție, cabluri, conducte și platforma de betonare. Funcțiunile fiecărei mașini sînt rezumate într-o tabelă.

La suprafață se realizează clădirea administrativă, stația transformatoarelor și un atelier. În stația de compresoare sînt 11 compresoare mici, care sînt puse în funcțiune după nevoile de aer comprimat. Pentru fabricarea în mod continuu a betonului pentru susținere, sînt instalate două betoniere de cîte 500 l capacitate. Betonul curge direct în chible cu descărcarea prin fund care sînt transportate pe vagonete la betonieră. O locomotivă cu acumulatoare face transportul spre puț.

Instalațiile de săpare din interiorul puțului sînt arătate în fig. 1. Platforma are trei etaje, fiecare construit din oțel profilat și legate între ele prin țevi. Legăturile sînt sudate sau fixate cu șuruburi. Grinzile etajelor sînt acoperite cu tablă de oțel prevăzută cu nervuri. Platforma întreagă are o înălțime de 9 m și o masă de 30 t. Ea este suspendată de un cablu de 60 mm diametru și este manevrată cu un troliu de fricțiune de 35 CP. Dispozitivul de suspendare și fixare este arătat în figură. Platforma poate fi centrată cu ajutorul a trei cricuri așezate la 120° unul de altul.

Pe etajul superior al platformei se află cele trei vinciuri cu care ea se poate împinge de la perete spre mijlocul puțului pentru centrare și fixare pentru introducerea betonului. Chibla cu beton de la suprafață este introdusă într-un buncăr intermediar aflat pe etaj și golită de către un cuplător adăpostit într-un buncăr de protecție.

Etajul de mijloc de 3 m înalt servește ca platformă de lucru. De aici se răpește susținerea provizorie și se toarnă betonul pentru susținerea puțului. Chiblele de turnare de 0,4 m^3 sînt deplasate manual pe o grindă în formă de dublu T circulară, fixată pe partea de jos a etajului 1. Umplerea acestora este asigurată de cuplătorul de pe etajul 1 din buncărul intermediar, printr-un sertar mînuit cu aer comprimat. În fig. 2 este arătat schematic introducerea betonului pentru susținerea puțului. După ce s-a turnat un strat de circa 0,4 m înălțime, materialul este îndesat cu ajutorul vibratoarelor. S-a văzut că o îndesare făcută cu grijă a îmbunătățit foarte mult calitatea susținerii.

Etajul inferior al platformei este înconjurat de cofrajul ce se montează pentru turnarea betonului. În ultimul timp, în urma experiențelor făcute, s-a prevăzut că acest cofraj să fie alcătuit din patru segmente ce se pot ajusta și lega cu un dispozitiv hidraulic. Cofrajul format din tablă de oțel de 8 mm grosime este întărit prin nervuri orizontale și verticale sudate. Înălțimea cofrajelor corespunde distanței verticale prevăzută între moaze.

Principial betonarea urmează pe porțiuni de jos în sus. După terminarea unei porțiuni de

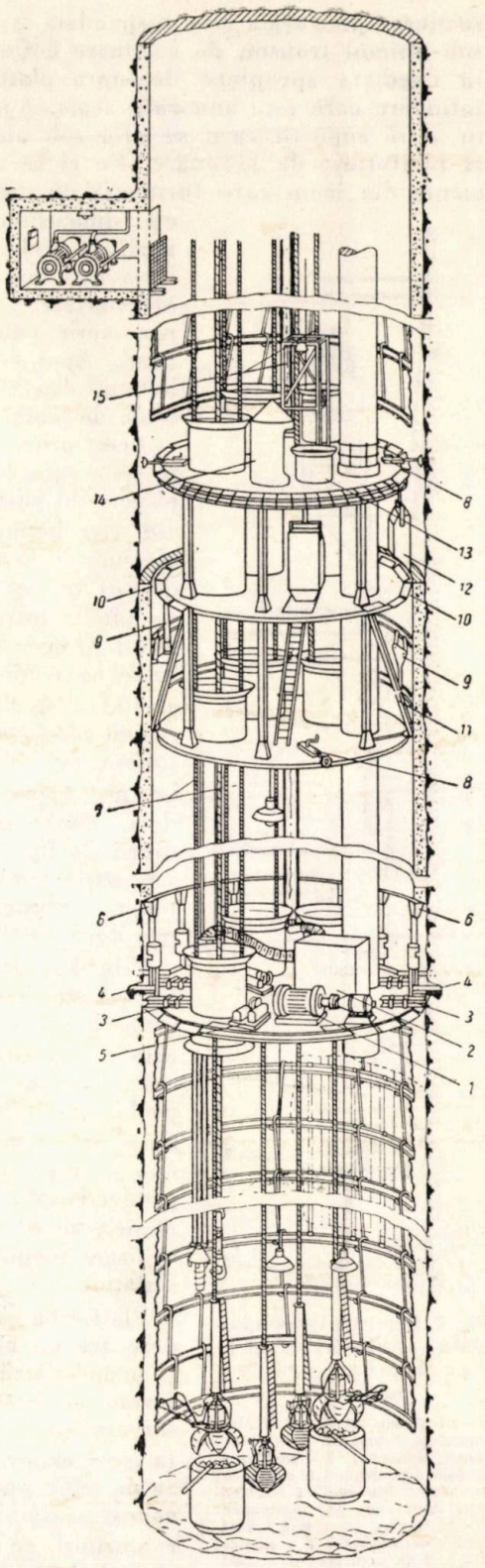


Fig. 1. Echipajul pentru săpare din interiorul puțului: *1* — pompă centrifugală; *2* — rezervor de apă; *3* — suport; *4* — bolț de oțel pentru ancorare; *5* — troliu pentru greifer; *6* — suport; *7* — cablu de întindere totodată pentru ghidarea chiblei; *8* — vinci pentru centrare; *9* — dispozitiv pentru tensionarea cofrajului; *10* — placă de protecție; *11* — fixator de siguranță; *12* — chibă pentru turnat beton; *13* — buncăr intermediar pentru beton; *14* — buncăr de protecție pentru cuplător; *15* — cablu de susținere al platformei de betonare

susținere platforma este suspendată la 30—35 m sub ultimul tronson de susținere defintivă, pînă în imediata apropiere deasupra platformei de întindere care este ancorată acolo. Apoi se scot în afară suporții care se află sub ultimul etaj al platformei de betonare. Pe ei se așază segmente din lemn care formează un inel circular cu dimensiunile susținerii ce trebuie făcută. Deja mai înainte fusese îndepărtată susținerea provizorie a primei porțiuni. Apoi este turnat betonul direct pe căptușeala de lemn.

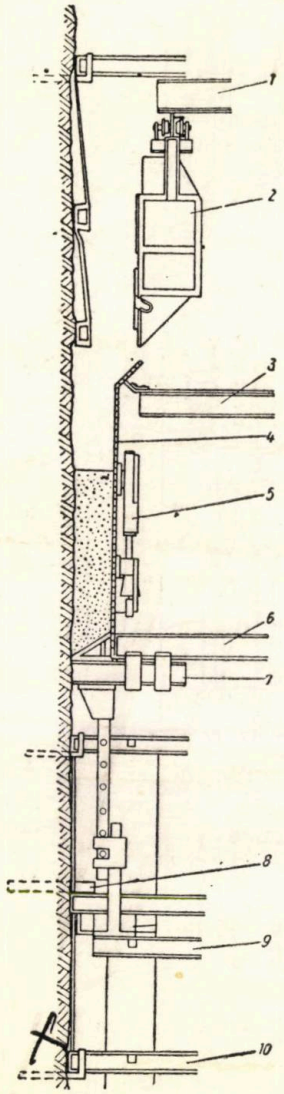


Fig. 2. Reprezentarea schematică a betonării la începutul unei porțiuni de susținere:

1 — platforma superioară a platformei de betonare; *2* — chiblă pentru betonare; *3* — platforma mijlocie a platformei de betonare; *4* — cofraj din oțel; *5* — dispozitiv hidraulic de tensionare; *6* — platforma inferioară a platformei de betonare; *7* — suport; *8* — bolț de ancorare; *9* — platformă de întindere; *10* — susținere provizorie.

Acest procedeu economisește construirea unui picior de susținere de zid sau beton care se obișnuiește la betonările de sus în jos. După ce s-a întărit întrucîtva betonul primei fîșii, care înlocuiește piciorul de susținere, se slăbește cofrajul, platforma de betonare se ridică și se începe turnarea fîșiei de-a doua peste cea dintîi. În fig. 2 se arată schematic modul de betonare a primei fîșii dintr-o nouă porțiune.

Prin dezvoltarea platformei de betonare în urma luării în considerare a experiențelor făcute, s-au putut rezolva problemele tehnice existente în această chestiune și s-a putut atinge o productivitate mărită a muncii și o mai mare utilizare economică a instalației.

Platforma de întindere are un singur etaj și se ancorează sub platforma de betonare. Ea servește pentru siguranța lucrătorilor ce lucrează pe talpa puțului și ca suport pentru întinderea cablurilor ce ghidează chiblele de evacuare a materialului sau pentru introducerea betonului. Pe ea se găsesc utilajele și instalațiile arătate în fig. 1.

Organizarea lucrului de săpare necesită introducerea unei susțineri provizorii. De cele mai multe ori nouă bucăți curbate uniform din oțel U 20 formează un inel a cărei circumferință corespunde aproximativ cu secțiunea împușcată. Bucățile unui inel de susținere sînt legate între ele pe talpa puțului cu șuruburi. În fig. 1 se vede modul de fixare a inelelor și așezarea susținerii provizorii.

Pentru perforare au fost întrebuințate perforatoare sovietice de tipul PM 508, pentru încărcarea materialului rezultat din săpare în chible au fost utilizate greifere de tipul BCi-h-1. Aceste greifere sînt manevrate cu cabluri de oțel acționate de un troliu cu aer comprimat Tsch-2. Datele tehnice ale acestor utilaje sînt date în tabela din text.

Pe talpă sînt montate pompe de adîncire, acționate cu aer comprimat, care împing apa ce se adună în rezervoarele montate pe platforma de întindere. Pînă la o adîncime de 200 m, pompele montate pe platforma de întindere (fig. 1) împingeau apa direct pînă la suprafață. Pentru adîncimi mai mari s-au instalat mai multe camere de pompare cam la 200 m una de cealaltă. Fiecare instalație a fost echipată cu două pompe și un rezervor de 8 m^3, ele funcționează automat. Deasupra fiecărei stații de pompe s-a construit în beton un inel pentru prinderea apei, care se prelinge ; acesta este legat printr-un furtun de cauciuc cu rezervorul din camera de pompe aflată imediat sub el. În fig. 1 se poate vedea o astfel de stație de pompe.

Capacitatea toală a stației de compresoare de la suprafață este de 100 m^3 aer aspirat pe minut. În mod obișnuit a ajuns o cantitate de 60—70 m^3 aer aspirat pe minut la o presiune ce oscila între 5,5 și 6 at. Conducta de aer comprimat pînă deasupra platformei de întindere era constituită din țevi de oțel de 6". Conducta este susținută de două cabluri de 46 mm ϕ, care sînt mînuite de două trolii cu fricțiune. Sub platforma de întindere este suspendată o conductă de 3", în lungime de 30 m, susținută de un cablu de 24 mm diametru. La capătul inferior este prevăzută cu un distribuitor pentru aer comprimat și apă. După terminarea lucrărilor de forare conducta de 3" cu distribuitorul de aer și apă este ridicată pînă la platforma de întindere.

Pentru aerajul puțului și a fundului a fost montat la început un ventilator centrifugal cu o capacitate de 75 000 m^3/h. După ce a fost atinsă adîncimea de 500 m, a fost introdus un al doilea ventilator de același tip și montat în serie. Aerul a fost introdus pînă la platforma de întindere cu tuburi de aeraj din tablă, cu diametrul de 800 mm, sub platforma cu tuburi de cauciuc.

După mai multe încercări s-a ajuns la ciclogramele arătate în figurile 3 și 4. În fig. 3 pentru echipa de săpare și în fig. 4 pentru echipa de betonare. Prin aplicarea acestor ciclograme s-a putut ajunge în 1 aprilie 1958 la un randament de 155,5 m de puț săpat și betonat.

În figura 5, este arătată ordinea de distribuire pentru lucrul pe fundul puțului a celor patru greifere care sînt suspendate de cabluri și dispoziția găurilor de împușcare pe aceeași suprafață executate simultan cu cele 14 perforatoare PM 508.

Pentru executarea unui ciclu de betonare au fost prevăzute 12 ore. În acest timp se betonează

În fig. 6 se arată o comporație de preț și productivitate a muncii între construcția unei susținere cu cărămidă și una cu beton după metoda descrisă.

Trebuie să fie făcut un beton care să satisfacă condițiile practice ca susținerea să atingă în scurt timp o rezistență care să permită scoaterea cofrajului. În acest scop, după mai multe încer-

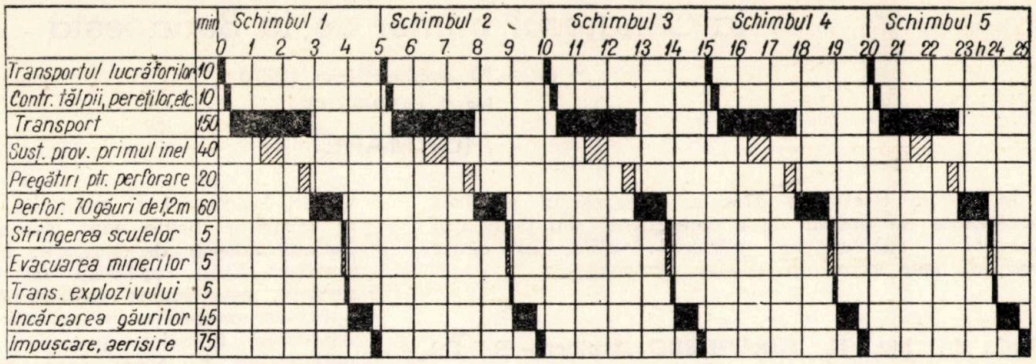


Fig. 3. Graficul ciclic la săparea în cinci schimburi.

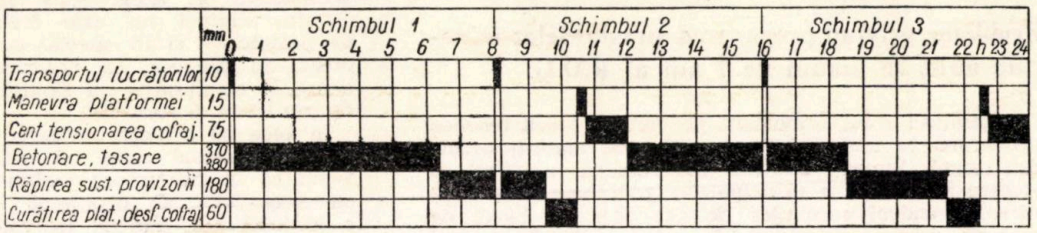


Fig. 4. Graficul ciclic pentru betonare.

o fîșie de 3,2 m înălțime cu secțiunea unui inel circular de $R = 3{,}8$ m și $r = 3{,}5$ m, se bate betonul introdus, se răpește susținerea provizorie din fîșia următoare, se mută platforma și se

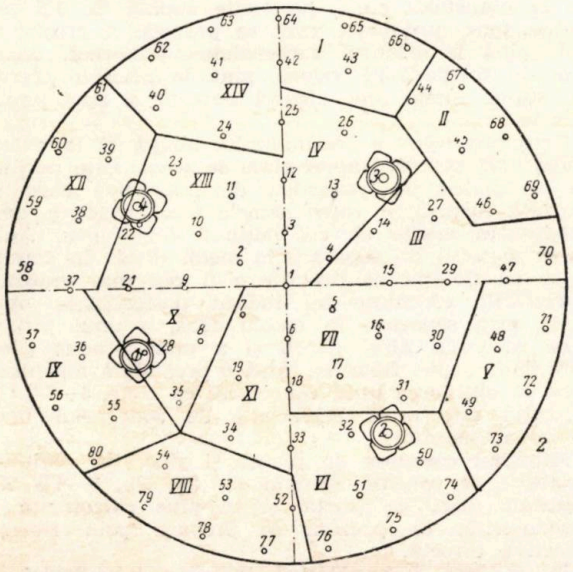


Fig. 5. Impărțirea secțiunii puțului în timpul lucrărilor de săpare :
I—4 — zonele de lucru al greiferului la încărcare ; *I—XIV* — zonele de lucru al minerilor la perforare.

montează cofrajul pentru ciclul următor care se centrează și se tensionează.

cări, s-a găsit ca cel mai bun amestecul ciment: agregate:apă de 1:6,1:0,6 în părți greutate. Pentru a se obține o întărire rapidă s-a adăugat un material ce grăbește întărirea, tricosal, în proporție de tricosal:apă ca 1:6. În timpul betonării s-a urmărit în mod continuu calitatea prin controlul materialelor, umezeală proprie a

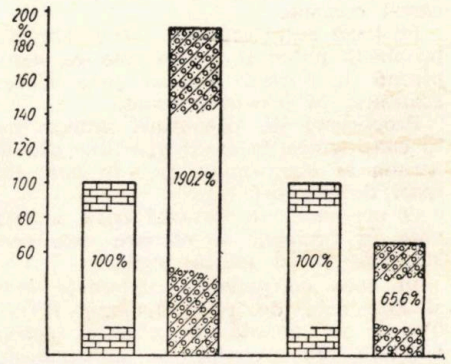


Fig. 6. Comparația cheltuielilor și productivitatea munci la construirea unei susțineri cu cărămidă și beton după metodele descrise la susținere în puțuri rotunde.

agregatelor și în special greutatea volumetrică a betonului proaspăt. De asemenea, s-a făcut un control continuu în puț de către topometru, a betonului decofrat.

După ce puțul a ajuns adîncimea prevăzută, s-a început cu lucrările de echipare cu moaze, glisiere, conducte și compartimentul de circulație. O pregătire bună și organizarea lucrului după un grafic ciclic au fost și aici bazele pentru obținerea de randamente mari.

S. P.

Probleme de preparare a substanţelor minerale utile la Congresul minier de la Budapesta

(12—17 septembrie 1960)

Ing. C. PANDELESCU

(URMARE)

În cadrul Secţiei a II-a a Congresului au fost prezentate un număr de 9 comunicări din domeniul preparării substanţelor minerale utile, al căror conţinut este expus în cele ce urmează :

Prof. dr. ing. **H. KIRCHBERG** (Freiberg—R.D.G.)

Probleme privind prepararea substanţelor minerale utile, în planul de 7 ani al R.D.G.

Subliniind rolul important pe care îl joacă tehnica preparării în ansamblul economiei de materii prime din toată lumea, autorul comunicării a făcut o trecere în revistă a principalelor probleme de preparare, în cadrul sarcinilor de dezvoltare a bazei de materii prime, prevăzute în planul de 7 ani al R.D.G.

În domeniul *ligniţilor* (a căror producţie va depăşi la sfîrşitul anului 1965 nivelul de 280 mil. tone/an, faţă de 200 mil. tone/an în 1960), fiind vorba numai de brichetarea lor, prepararea s-a redus la operaţii de măcinare şi clasare. Pentru viitor însă, ţinînd seama de proporţia în continuă creştere de lignit amestecat cu nisip, — pînă în prezent trimis la haldă — în vederea valorificării şi a acestui lignit, se impune separarea pe cale mecanică a nisipului pe care-l conţine.

Pe baza cercetărilor de laborator efectuate, această problemă poate fi considerată ca rezolvabilă, nisipul putînd fi parţial separat prin clasarea pe site a lignitului în prealabil uscat.

Procedeele de preparare umedă nu pot fi luate în considerare în cazul ligniţilor din R.D.G., deoarece aceştia se descompun uşor în apă, formînd cantităţi mari de şlamuri.

O problemă importantă care urmează a fi rezolvată în perioada următoare este aceea a ligniţilor sulfuroşi şi cu multă argilă.

În ceea ce priveşte *cărbunele brun*, zăcămintele şi rezervele de care dispune R.D.G. sînt reduse. Totuşi, se acordă o atenţie specială preparării acestuia. În prezent se construieşte o instalaţie nouă, modernă, de preparare prin zeţaj şi medii dense, care va duce la obţinerea de patru produse finale : un cărbune curat, cu conţinut redus de cenuşă şi sulf, bun pentru cocs ; un cărbune curat, comercial, de diferite granulaţii, cu un conţinut mai ridicat de sulf decît obişnuit ; un produs intermediar, utilizabil la gazeificarea directă sau la arderea în cazane, şi în fine, un steril curat. O problemă care urmează să fie rezovlată este aceea a flotaţiei şlamurilor acestui cărbune, care în prezent sînt utilizate ca rambleu în mină.

R. D. Germană posedă însemnate rezerve de *săruri de potasiu ;* zăcămintele sînt însă foarte complexe, ele conţinînd următoarele minerale : silvină, carnalit, kainit, langbeinit şi polihalit. Componenţii de bază ai sărurilor brute sînt sarea gemă şi anhidritul, însoţiţi adesea de kieserit. Prelucrarea chimică a acestor săruri, aplicată cu exclusivitate pînă în prezent, este foarte costisitoare, motiv pentru care aplicarea metodelor preparării are mare importanţă. Aplicarea flotaţiei, procedeul cu cea mai mare perspectivă în acest sens, prezintă greutăţi. Deşi flotaţia silvinei nu este dificilă, sărurile sulfatice de potasiu — şi în special langebeinitul — flotează prost. Se prevede ca aplicarea separării în medii dense în combinaţie cu flotaţia să ducă la obţinerea de rezultate favorabile.

În ceea ce priveşte *minereurile de fier*, în R.D.G. se extrag anual circa 1,5 milioane tone, fiind prevăzut ca în cursul septenalului producţia să crească cu circa 14%. O problemă importantă este aceea a rentabilităţii punerii în valoare a unui zăcămînt de fier oolitic, recent prospectat, cu conţinut redus (15—20% Fe). Cercetările efectuate indică posibilitatea obţinerii unui concentrat cu maximum 30—34% Fe.

R. D. Germană posedă însemnate zăcăminte de *minereuri de metale neferoase*, între acestea cel mai important fiind cunoscutul zăcămînt de şist cuprifer de la Mausfeld, cu o producţie anuală de 1,5 milioane tone, producţie care se prevede a creşte cu 50% pînă la sfîrşitul septenalului. Minereul, conţinînd în medie 1,5% cupru, pînă în prezent practic era supus numai unei alegeri manuale şi apoi topirii directe.

Grosimea mică a zăcămîntului obligă şi la extragerea unei cantităţi apreciabile de steril. Este necesar să se aplice un procedeu de preparare care să permită furnizarea către uzinele metalurgice a unui produs, în medie cu cel puţin 3—5% cupru. Aplicarea metodei de separare în medii dense în combinaţie cu flotaţia se prevede a fi cea mai indicată. Cercetările efectuate au indicat posibilitatea obţinerii, prin separare în mediu dens, a unui produs uşor cu circa 2,5% cupru şi a unui produs greu, care fiind supus flotaţiei, după o prealabilă măcinare, duce la obţinerea unui concentrat cu circa 5—7% Cu. (Flotaţia este mult îngreunată de conţinutul bituminos al şistului).

Minereul complex de plumb şi zinc din regiunea Freiberg, ce conţine aproximativ 2% Pb, 3—4% Zn, cantităţi mari de pirită, şi în plus calcopirită şi arsenopirită, în prezent se prepară prin flotaţie selectivă directă.

În vederea îmbunătăţirii indicilor tehnologici ai flotaţiei, s-au efectuat cercetări de aplicare a metodei de flotaţie colectivă urmată de separare diferenţială. S-a constatat că prin această metodă se îngreunează extragerea cuprului în concentratul de plumb, iar calculele economice au indicat că aplicarea ei nu prezintă avantaje.

Pentru a evita pierderile de plumb, datorite în special supramăcinării, pentru viitor se prevede apli-

carea flotației în trepte. Metoda constă în a separa prin flotație, după o măcinare relativ grobă, un prim concentrat de plumb. Sterilul de la această flotație se macină suplimentar, după care se supune flotației selective directe. În vederea eliminării — încă din faza inițială a preparării — a unei cantități apreciabile de steril, este prevăzută de asemenea preconcentrarea minereului, prin metoda de separare în medii dense.

Un rol important în economia R.D.G. îl joacă și *substanțele anorganice nemetalifere*. R.D.G. dispune de zăcăminte cu conținut de fluorină, baritină, caolin, feldspat și nisip de sticlă.

Dacă prepararea rocilor cu conținut de fluorină sau baritină nu prezintă dificultăți, pentru viitor se pune problema mai complicată a preparării rocilor cu conținut de fluorină și baritină din zăcămintele ce se vor exploata în anii următori. Cercetările care sînt în curs au indicat, în cazul unor concrescențe grobe, posibilitatea aplicării cu bune rezultate a metodelor mecanice umede. În cazul unor concrescențe înaintate, urmează să fie aplicată flotația selectivă; cercetările efectuate în această direcție au indicat posibilitatea obținerii de rezultate favorabile, prin utilizarea — în afară de unii reactivi cationici, mai costisitori — și a unor reactivi mai ieftini, cunoscuți ca acidul oleic și alcoolul sulfonat.

Pentru prepararea caolinurilor extrase din zăcămintele existente, în R.D.G. se folosesc în general hidrocicloanele. Spre a se evita pierderea fracțiunilor celor mai fine, prețioase, ce se produce prin spălare, se tinde la aplicarea unor metode uscate de preparare a caolinurilor. Pentru obținerea unor concentrate de feldpast de calitate superioară, cerute de industria ceramică, se prevede ca pînă în anul 1965 să se construiască în R.D.G. o instalație de preparare a nisipurilor cu conținut de feldspat.

De asemenea, pentru industria sticlei, și în primul rînd pentru fabricarea sticlelor optice de calitate superioară, este prevăzută pentru anii următori obținerea prin preparare a unor nisipuri cuarțoase cu un conținut de fier de cel mult 0,002%. Acest lucru nefiind posibil de realizat prin procedee simple de spălare, se va recurge la metodele de separare magnetică, abrazivă și flotație.

În încheierea comunicării sale, autorul a atras atenția asupra extinderii pe care o vor lua metodele de preparare și în cadrul altor ramuri ale industriei, ca industria de construcții (ca, de exemplu, clasarea granulelor < 1 mm aplicată în cazul materialelor de adaos ale betoanelor) și industria chimică (ca, de exemplu, utilizarea metodelor preparării la separarea fazelor solid : solid ; solid : lichid ; și solid : gaz, în cadrul unor operații chimice).

Prof. dr. ing. **G. TARJAN** (R.P.U.)

Modificarea producției de cărbune de cocs din R. P. Ungară prin aplicarea de procedee de preparare cu diferite precizii de separare

Arătînd mai întîi modul în care se prepară în prezent cărbunii liasici din R.P.U. destinați cocsificării, autorul comunicării a scos în evidență faptul că prin aplicarea actualei tehnologii se obține un randament organic de 46,5%. În vederea îmbunătățirii acestei situații și ținînd seama de dezvoltarea viitoare a exploatărilor de cărbune pentru cocs din R.P.U., prof. G. Tarjan a propus mai multe variante de preparare, făcînd pentru fiecare din ele aprecieri pe baza unor calcule tehnico-economice. În cadrul acestor calcule economice s-a ținut seama de precizia de separare a metodelor luate în considerare, caracterizată prin indicii E_p (ecartul probabil) și I (imperfecțiunea) indicați de literatură, pe baza experienței practice acumulate pînă în prezent.

În acest fel s-au luat în discuție cinci variante: prima variantă prevede flotația, cu rezultate bune, a materialului < 0,5 mm și prepararea în suspensii grele a claselor de cărbune > 0,5 mm (cu $E_p = 0{,}05$); cea de-a doua prevede flotația, cu rezultate bune, a materialului < 0,5 mm și prepararea prin zețaj a claselor > 0,5 mm (cu $I = 0{,}2$); a treia variantă prevede flotația parțială, în condiții medii de eficacitate, a prafului de cărbune și prepararea prin zețaj a claselor > 0,5 mm (cu $I = 0{,}3$ pentru clasa 0,5—8 mm și $I = 0{,}22$ pentru clasa > 8 mm). Varianta a patra prevede flotația parțială, cu eficacitate scăzută, a prafului de cărbune și prepararea prin zețaj a claselor > 0,5 mm (cu $I = 0{,}3$), și în fine varianta a cincea prevede flotația parțială, cu eficacitate scăzută, a prafului și prepararea prealabilă a claselor > 0,5 mm pînă la un conținut de cenușă de 18—24% (cu $I = 0{,}3$), urmată, în continuare, de prepararea prin zețaj (cu $I = 0{,}2$) pînă la obținerea cărbunelui cocsificabil. (Această ultimă variantă corespunde tehnologiei aplicate în prezent).

Pe baza calculelor tehnico-economice, autorul comunicării consideră prima variantă ca fiind cea mai favorabilă. În acest caz, cheltuielile pentru producția unui milion tone de cărbune cocsificabil — fără a lua în considerare investițiile necesare pentru construirea instalației de preparare în suspensii grele — s-ar reduce exact la jumătate față de cheltuielile actuale.

Ing. **A. HÁLÁSZ** și ing. **G. KALMAN** (R.P.U.)

Stadiul actual al preparării și măcinării fine a mineralelor nemetalifere industriale din R.P.U. și tendințe în viitor

În cadrul acestui referat s-a făcut o trecere în revistă a principalelor instalații de preparare a mineralelor nemetalifere, precum și a cercetărilor în acest domeniu, efectuate în R.P.U.

Astfel au fost prezentate:

Instalația de preparare a caolinului de la Sárisáp, care prelucrează un nisip cuarțos avînd caolinul ca liant. După o primă operație de spălare în tamburi rotativi, prin care se elimină materialului > 1 mm, materialul sub 1 mm este clasat în conuri clasoare: clasa > 60 μ după deshidratare se livrează ca nisip de turnătorie, clasa < 60 μ se hidrociclonează în două trepte (la 10—25 μ), obținîndu-se un nisip cuarțos fin și lapte de caolin, care se dirijează la filtrepresă.

Nisipul cuarțos fin, necesar industriei ceramice, în R.P.U. se importă în prezent în întregime. În vederea reducerii importului este prevăzut ca la începutul anului 1961 să fie pusă în funcțiune o instalație pentru prepararea prin flotație a nisipului din zăcămîntul de la Fehérvárcsurgo. Impuritățile prezente în nisip (oxid de fier și silicat de fier conținînd minerale grele ca și minerale metalifere obișnuite) se extrag în spumă — folosindu-se în acest sens ca reactiv colector reactivul BKI, produs de Institutul de cercetări miniere din Budapesta; sterilul flotației reprezintă nisipul de sticlă preparat. Materialul, înainte de a fi supus flotației, este spălat și clasat într-o instalație compusă din tamburi rotativi, conuri clasoare și hidrocicloane în două trepte (la 80 μ).

Nisipul supus flotației conține 0,3—0,5% Fe_2O_3, iar nisipul preparat mai conține 0,02—0,04% Fe_2O_3.

La începutul anului 1960, a fost pusă în funcțiune o instalație pentru prepararea nisipului necesar la fabricarea sticlei albe. Nisipul brut < 0,6 mm, cu un conținut de 0,5—0,7% Fe_2O_3, se hidrociclonează la 0,1 mm, obținîndu-se un nisip cu 0,15% Fe_2O_3.

În cursul anului 1959 a fost pusă în funcțiune în R.P.U. o instalație pentru prepararea unei roci cu conținut de fluorină (circa 30% CaF_2). Materia primă, după ce se macină pînă la 80% < 0,3 mm, într-o moară care funcționează în circuit închis cu un hidrociclon, se trimite într-o instalație de flotație. Se obține în final un concentrat cu 90% CaF_2, extracția în substanță utilă fiind de 80%.

În vederea obținerii feldspatului — în prezent importat — din unele roci granitice, se fac cercetări de laborator. Rezultatele cercetărilor arată că prin măcinarea granitului pînă la 100% < 0,3 mm, urmată de deșlamarea lui în hidrocicloane și apoi flotația cu reactiv anionic BKI se poate reduce în mod substanțial conținutul de oxizi și silicați de fier din granit. Separarea cuarțului din feldspat se poate realiza prin flotația cu un reactiv colector compus dintr-un amestec de săruri de amine solubile cu diferite lungimi ale lanțului hidrocarbonat. Cercetările efectuate pînă în prezent, pe această linie, sînt promițătoare.

În R.P.U. se exploatează, pentru a fi utilizat ca înlocuitor al feldspatului, un filon de aplit prezent în masivul de granit din munții Velence. Conținutul de fier în acest aplit este destul de ridicat, făcîndu-l inutilizabil ca materie primă la fabricarea sticlei albe. Cercetările de laborator efectuate au arătat posibilitatea reducerii oxidului de fier din aplit, pînă la 0,15—0,10%, prin flotație cu reactivul BKI.

În ceea ce privește eliminarea importului de baritină, sînt în curs cercetări — rezultatele fiind deja promițătoare — pentru obținerea baritinei ca produs de la prepararea sideritei, cu conținut ridicat de baritină, de la Rudabánya.

În ultimul timp, în R.P.U. s-a trecut atît la modernizarea instalațiilor de sfărîmare-măcinare existente, cît și la proiectarea și construirea de noi instalații pentru sfărîmarea-măcinarea unor minerale nemetalifere, care pot fi valorificate fără o prealabilă îmbogățire, dar care trebuie livrate sub formă de sorturi de diferite granulometrii, funcție de cerințele consumatorilor.

Industria minieră nemetaliferă din R.P.U. livrează consumatorilor cam 30—40 sorturi diferite de produse măcinate, ca: bentonită, caolin, cuarț, kieselgur etc.

În prezent se proiectează în R.P.U. o nouă instalație pentru măcinarea fină a diferitelor materiale, cuprinzînd sfărîmarea în concasoare cu fălci și concasoare cu ciocane și măcinare sub 20 μ în mori vibratoare fabricate de întreprinderea KEFAMA din R.D.G.

O problemă de securitatea muncii căreia i se acordă o deosebită importanță este aceea a combaterii prafului în asemenea instalații, pentru aceasta adaptîndu-se, la utilajele de măcinare în special, diferite tipuri de aparate (cicloane, filtre cu sac etc.).

Ing. **V. BAUMA** și dr. ing. **Z. IUHÁSZ** (R.P.U.)

Cîteva probleme privind prepararea mineralelor argiloase în R. P. Ungară

S-a scos în evidență faptul că nevoile de argilă ale industriei materialelor refractare din R.P.U. nu pot fi acoperite decît prin exploatarea unor zăcăminte de argile foarte impurificate, care nu pot fi utilizate decît după o prealabilă preparare și s-au prezentat rezultatele încercărilor de preparare efectuate în ultimii ani în R.P.U. cu mai multe tipuri de argile.

Încercările de laborator efectuate au arătat că prin deșlamarea (la 30 μ) în hidrocicloane a materialului < 0,3 mm se obțin rezultate favorabile în special cu argila de Bánk și cu cea de Felsőpetény (conținut redus de fier, precum și refractaritate, conținut de aluminiu și culoare după ardere corespunzătoare). Pe baza cercetărilor de laborator a fost proiectată instalația de preparare, care cuprinde în linii mari sfărîmarea în valțuri cu dinți, spălarea în spălător rotativ, hidrociclonarea, îngroșarea, filtrarea în filtre-presă și uscarea.

Autorii comunicării au prezentat rezultatele cercetărilor efectuate pentru obținerea materiei prime necesare producției de șamotă, materialul de bază fiind caolinul de Szegilong, cu 31—34% Al_2O_3 și puțin cuarț; conținutul în fier însă ajunge uneori pînă la 3,5% Fe_2O_3, cea mai mare parte fiind legat în rețeaua cristalină a caolinitului. Fierul prezent, la temperaturi înalte, se încorporează în rețeaua mulitului format, dînd naștere unor fenomene de contracție care, pe măsură ce temperatura crește, se accentuează, ducînd în final la crăparea cărămizilor fabricate. Materialul conține deci elemente dăunătoare, legate în rețeaua cristalină a caolinitului, și ca urmare nu poate fi vorba de îndepărtarea lor prin metode fizice obișnuite.

În vederea ameliorării calității acestui caolin, s-au efectuat încercări care au indicat că prin amestecarea, realizată în condiții corespunzătoare, a caolinului cu un adaos de ilit de Füzérradvány, în proporție de 20%, se obține o materie primă pentru fabricarea de cărămizi refractare de calitate superioară.

În ceea ce privește realizarea unei bune amestecări a celor două materiale, sînt indicate ca posibile două metode.

Prima metodă de preparare prevede dozarea amestecului în stare uscată, urmată de o spălare a lui pe o sită de 0,2 mm și deșlamarea tulburelii în hidrocicloane (la 20 μ). În acest fel, o dată cu amestecarea, se realizează și o separare a impurităților. Operația este urmată de deshidratare în filtre presă și uscare.

A doua metodă, pe cale uscată, provede sfărîmarea materialelor în valțuri cu cuțite, uscarea în uscătoare tambur, dozarea amestecului, măcinarea în moara cu discuri și apoi trecerea materialului măcinat într-un separator pneumatic, în vederea realizării unei prime separări a impurităților. În continuare, materialul sub 0,1 mm este ciclonat pentru purificarea lui și în final trecut printr-un dispozitiv de uniformizare cu aer comprimat.

Încercările industriale efectuate ulterior cu cărămizi fabricate folosind material astfel preparat au dus la obținerea de rezultate extrem de favorabile, durata de deservire și rezistența cărămizilor încercate fiind mult superioare în comparație cu acelea ale cărămizilor obișnuite.

Ing. **B. KUN** (R.P.U.)

Influența modificării calității minereului de Pb-Zn de la Gyöngyösoroszi-R.P.U. asupra uniformității preparării și extracției de metal

S-a făcut o analiză a cauzelor care au dus la realizarea unor indici tehnologici scăzuți la instalația de preparare prin flotație a minereului de Pb—Zn de la Gyöngyösoroszi-R.P.U., arătîndu-se și unele măsuri luate în vederea ameliorării acestei situații.

Instalația respectivă prelucrează cinci feluri de minereuri, provenite de la cinci filoane diferite. Aceste minereuri, prin structura deosebită pe care o prezintă, au comportări diferite la preparare, care se manifestă prin:

— diferențe în comportarea la sfărîmare, determinate de conținutul de cuarț și minerale argiloase;

— grad necesar de măcinare, diferit, determinat de gradul de asociație al componenților utili, precum și de conținutul de metale;

— comportare diferită la clasare și filtrare, funcție de conținutul de minerale argiloase;

— flotabilitate diferită a mineralelor utile, funcție de raportul dintre gradul de măcinare necesar și realizat, precum și de conținutul de metale și prezența anumitor componenți minerali ;

— variații ale condițiilor de alimentare, funcție de gradul diferit de sfărîmare (mărimea bucăților) și conținutul de minerale argiloase.

Pe de altă parte, imposibilitatea de a putea realiza o uniformitate în ceea ce privește compoziția alimentării a dus în cele din urmă la modificări substanțiale ale condițiilor de lucru corespunzătoare unei desfășurări normale a procesului (schimbarea fineții de măcinare, a condițiilor de clasare, a parametrilor flotației), ceea ce s-a reflectat asupra calității concentratelor și extracțiilor de metal.

În vederea ameliorării acestei situații, s-au luat în decursul timpului (începînd din 1956, cînd a intrat în funcțiune instalația, și pînă în prezent) o serie de măsuri ca :

— înlocuirea alimentatoarelor cu disc cu alimentatoare oscilante (pentru a asigura o mai bună uniformitate a alimentării) ;

— instalarea unor plăci de ghidaj în interiorul silozurilor și a unor vibratoare în apropierea gurii silozurilor, cu scopul de a înlătura acumularea minereului (în vederea uniformizării descărcării silozurilor) ;

— mărirea gradului de sfărîmare, în sensul efectuării unei sfărîmări mai înaintate, pînă la 15—20 mm, în loc de 30—40 mm ; în felul acesta s-a contribuit la îmbunătățirea uniformizării alimentării ;

— spălarea minereului, pe grătare, în timpul operației de sfărîmare, în vederea îndepărtării unei părți din șlamul caolinos, prin aceasta îmbunătățindu-se procesul de flotație ;

— condiționarea tulburelii înainte de flotație, pentru a elibera granulele minerale de șlamul care le acoperă, ceea ce a influențat favorabil procesul de flotație ;

— folosirea amestecului de etilxantat și butilxantat, în vederea accelerării procesului de flotație ;

— luarea de măsuri în mină pentru a se asigura într-un anumit grad o oarecare uniformitate a compoziției minereului cu care se alimentează instalația de preparare ;

— în viitor, pentru a se asigura o alimentare uniformă cu minereu, este prevăzută montarea unui dispozitiv automat de reglare a alimentării, precum și adaptarea unui dispozitiv de reglare automată a alimentării cu reactivi, funcție de schimbările intervenite în densitatea și debitul tulburelii de flotație.

Dr. ing. **V. HENCL** (R.S.C.)

Prepararea sideritei prin separare magnetică în cîmp puternic

În cadrul referatului s-au expus rezultatele cercetărilor efectuate în scopul stabilirii posibilităților de separare magnetică a sideritei dintr-un minereu care conține ca mineral principal siderita, iar ca minerale secundare baritina, cuarțul și șisturi sericitoase. (Conținuturi medii : 30% fier, 10% baritină, 10% cuarț).

Deoarece proprietățile magnetice ale sideritei și cuarțului se deosebesc puțin între ele, este necesar să se utilizeze separatoare magnetice cu intensitate mare a cîmpului magnetic.

Cercetările efectuate au arătat ca fiind cea mai indicată aplicarea variantei care prevede o separare magnetică primară a materialului brut, sfărîmat la 4 mm, în separatorul de tip 2VK5 (H=8500 Öe), urmată de separarea de control a sterilului de la separarea primară, în separatorul nou construit de tip UVR (H=7000 Öe). Încercările semiindustriale efectuate cu aplicarea acestei variante au dus la obținerea următoarelor rezultate : din minereul cu conținut mediu de 30% fier, 10% baritină și 10% cuarț, s-a obținut un concentrat de fier cu 38% Fe, extracția de Fe fiind de 90% ; în produsul nemagnetic se extrage 88% din baritina și 75% din cuarțul, prezente în minereul brut.

Pentru rezolvarea acestei probleme s-a construit separatorul magnetic, tip UVR, multipolar, cu cîmp focalizat, închis, la care, în vederea asigurării unei selectivități mai înaintate se poate realiza rostogolirea particulelor minerale în cîmpul magnetic alternativ. Intensitatea maximă a cîmpului magnetic ce poate fi realizată cu ajutorul acestui separator este de 13 000 Öe.

Ing. **J. CIBULKA** (R.S.C.)

Flotația selectivă baritină-sulfuri dintr-un minereu de siderită

S-au expus cercetările efectuate în scopul separării selective a substanțelor minerale utile (calcopirită, tetraedrit și baritină) prezente într-un minereu, avînd ca component principal siderita.

Cercetările efectuate au dus la concluzia că rezultatele cele mai favorabile se obțin prin flotația selectivă a produsului nemagnetic, rezultat de la separarea magnetică a minereului brut în scopul separării sideritei.

Din materialul măcinat pînă la 75% < 200 och./țol, făcînd mai întîi o flotație colectivă a sulfurilor prezente (calcopirita și tetraedritul), urmată de o deșlamare în hidrociclon și flotarea baritinei, se obțin următoarele rezultate : din materialul (produsul nemagnetic de la separarea magnetică) conținînd 10,3% Fe, 30,4% $BaSO_4$, 15,9% SiO_2 și 0,34% Cu, s-a obținut un concentrat bogat în sulfuri de cupru cu 18,3% Cu, 11,36% Fe, 3,62% $BaSO_4$, 3,89% SiO_2, extracția de Cu fiind de 90,5% (față de alimentarea flotației), și un concentrat de baritină cu 95% $BaSO_4$, 1,1% Fe, 0,5 SiO_2 și 0,05% Cu, extracția de $BaSO_4$ fiind de 76,5% (față de alimentarea flotației).

Reactivii folosiți — cei clasici la flotația sulfurilor — la flotația baritinei au fost : cetiloleilsulfatul de sodiu (avînd denumirea comercială Syntapon C-O) și petrolul oxidat ; acesta din urmă a fost utilizat în proporție de 1:1 cu syntaponul pentru a preveni apariția nedorită a micelliilor.

Ing. **D. KORAL** și ing. **T. MIELECKI** (R P. Polonă)

Asupra floculării particulelor în suspensie în apele de spălare

S-au făcut unele considerații asupra procesului de sedimentare a particulelor solide aflate în suspensie în apele de spălare, scoțînd în evidență importanța mare pe care o au metodele chimice aplicate pentru realizarea unei sedimentări accelerate a particulelor în suspensie (floculare).

S-a făcut apoi o clasificare a substanțelor care se folosesc pentru flocularea particulelor aflate în suspensie, în apă, cu exemplificări din cele două grupe de substanțe anorganice și organice, atacînd în același timp și problema mecanismului de acționare a floculanților.

În continuare au fost prezentate concluziile asupra experiențelor de laborator executate cu diferiți floculanți ; în cadrul acestor experiențe, o atenție deosebită s-a acordat capacității floculanților respectivi de a mări viteza de sedimentare, în special la suspensiile de cărbune și la cele de argilă.

Au fost cercetate: oxidul de calciu, amidonul — preparat sub presiune — şi amidonul caustic, gelatina caustică, acidul polimetacrilic, poliacrilamida, precum şi diferite tipuri din substanţa cunoscută sub numele de sedipur, fabricată de întreprinderea BASF din R.D.G.

În urma încercărilor de laborator s-a constatat că:

— adaosul de 2—10 kg var la 1 m^3 de suspensie măreşte viteza de sedimentare, în medie de 2—3 ori; în plus adaosul de var îmbunătăţeşte în acelaşi timp capacitatea de filtrare a şlamurilor;

— un adaos de 3—10 g amidon preparat sub presiune, la 1 m^3 de suspensie, accelerează sedimentarea de 5—10 ori;

— adaosul de floculanţi polimeri sau gelatine, în cantitate de 1—2 g la m^3 de suspensie, măreşte viteza de sedimentare de 5—10 ori (efectul acestora la formarea floculelor de argilă este mai mic decît cel al amidonului);

— efectul floculanţilor (accelerarea vitezei de sedimentare) depinde în mare măsură de densitatea suspensiei; astfel, rezultatele cele mai bune s-au obţinut pînă la densităţi ale suspensiei de 20 g/l; la valori mai mari, efectul floculanţilor începe să se reducă pînă în momentul atingerii unei valori limită a densităţii suspensiei, după care nu se mai observă nici un efect (în general această valoare limită a densităţii se află între 80 şi 100 g/l);

— compoziţia granulometrică a particulelor în suspensie şi în special cantitatea de particule < 0,06 mm au o importanţă foarte mare: astfel s-a constatat că cu cît cantitatea de material < 0,06 mm este mai mare, cu atît viteza de sedimentare a particulelor floculate va scădea.

Ing. **SZ. PETKÖ** şi ing. **K. NEMETH** (R.P.U.)

Metode rapide pentru determinarea flotabilităţii mineralelor

S-a arătat că, în general, stabilirea tuturor factorilor determinanţi ai separării prin flotaţie a unei anumite substanţe minerale utile necesită un volum destul de mare de încercări de flotaţie — în laborator — şi prin urmare un volum mare de timp. Se impune deci folosirea unor metode rapide — care să poată înlocui, temporar, flotaţia propiu-zisă — pentru determinarea principalilor factori care caracterizează flotabilitatea unei anumite substanţe minerale. Apoi, în vederea stabilirii parametrilor flotaţiei, urmează să se execute un număr mult mai redus de încercări obişnuite de flotaţie, numai în condiţiile cele mai favorabile găsite prin încercările efectuate cu aceste metode.

Autorii comunicării au prezentat cîteva din aceste metode — cunoscute de altfel —, precum:

Metoda bulei de aer, cea mai simplă, care permite stabilirea unui aşa-numit „indice de adeziune" a particulelor minerale la bulele de aer; tubul Hallimond, pentru încercări de flotaţie cu cantităţi foarte mici de material, care constituie metoda cea mai sigură de determinare a flotabilităţii unui anumit mineral (în cadrul laboratorului de preparare de la Universitatea din Miskolc s-a realizat o formă modificată — îmbunătăţită a acestui tub); metoda măsurării unghiului de contact, pe care autorii comunicării o consideră mai puţin sigură, datorită erorilor ce pot interveni.

Aceste metode pot fi utilizate în condiţii foarte bune şi la cercetarea proprietăţilor de bază ale spumanţilor.

Conferinţa internaţională de presiune a rocilor

Paris, 16—20 mai 1960

Cea de-a patra conferinţă internaţională în domeniul presiunii rocilor a fost organizată de Charbonnages de France, şi constituie o continuare a conferinţelor anterioare organizate în 1951 la Liège, în 1956 la Essen şi în 1958 la Leipzig.

Tema conferinţei a fost: „Studiul presiunii rocilor în galerii şi abataje" şi în particular prezentarea celor mai recente rezultate obţinute prin observaţiile din subteran. În cadrul lucrărilor s-au prezentat 38 referate ale specialiştilor din U.R.S.S., Belgia, Canada, R.S. Cehoslovacă, Franţa, R.D. Germană, R.F. Germană, Anglia, Olanda, Japonia, R.P. Polonă şi Uniunea Sud Africană, iar la lucrări au participat 480 delegaţi din majoritatea ţărilor cu industrie minieră dezvoltată.

Conferinţa a lucrat în cadrul a şapte secţii şi anume:

I. *Susţinere;*
II. *Studii pe modele la scară redusă;*
III. *Caracteristicile rocilor;*
IV. *Metode şi aparataj pentru măsurători în subteran;*
V. *Observaţii şi măsurători în galerii;*
VI. *Observaţii şi măsurători în abataje;*
VII. *Influenţa metodelor de exploatare asupra echilibrului rocilor şi loviturilor de acoperiş.*

În cadrul primei secţiuni, majoritatea referatelor au tratat problema susţinerii mobile din abataj. O noutate o constituie propunerea folosirii unor grinzi, cu secţiune eliptică şi îmbrăcate complet în cauciuc, destinate susţinerii abatajelor în condiţiile unui acoperiş sfărîmicios.

În ceea ce priveşte studiul presiunii rocilor pe modele la scară redusă, O. Iacobi a descris o serie de încercări pe modele pentru stabilirea tipului optim de susţinere a galeriilor de bază în diferite condiţii de lucru a abatajului. A. Ilstein (U.R.S.S.) prezentînd referatul privitor la influenţa rezistenţei sistemului de susţinere asupra manifestărilor de presiune a rocilor din abataje cu front lung, a arătat importanţa densităţii susţinerii şi a rigidităţii sistemului de susţinere. Rezultate interesante în ceea ce priveşte rocile considerate ca un mediu caracterizat de ecuaţiile lui Stokes, au fost prezentate de un grup de cercetători cehoslovaci, în frunte cu J. Bodzeany.

Pentru determinarea proprietăţilor fizico-mecanice ale rocilor, doi cercetători japonezi au propus un aparat care permite încărcări triaxiale, iar M.M. Protodiakonov (U.R.S.S.) a propus un sistem care permite stabilirea caracteristicilor mecanice ale rocii, folosind drept epruvete bulgări neregulaţi de rocă. Folosind analiza fotoelastică, s-a putut stabili în Anglia repartizarea tensiunilor în jurul bazei stîlpilor, ceea ce a permis fabricarea stîlpilor cu o bază care să nu pătrundă în culcuş.

Dintre noile dispozitve destinate măsurării presiunii rocilor un interes deosebit l-a prezentat tensiometrul propus de prof. E. Potts (Anglia). Acest tensiometru adirecţional permite măsurarea variaţiei tensiunilor în orice direcţie. Un alt dispozitiv similar permite măsurarea variaţiilor de tensiune în două direcţii. În ceea ce priveşte măsurarea stărilor de tensiuni din jurul excavaţiilor miniere, folosirea unei surse de lumină şi a unui

sistem de oglinzi introduse într-o gaură de mină şi corelarea rezultatelor obţinute pe această cale cu metoda folosind propagarea undelor ultrasonice, a permis obţinerea unor rezultate foarte apropiate de realitate.

B. Schwarz (Franţa) a prezentat un referat asupra mişcării rocilor în galeriile de preabataj şi a posibilităţii de pronosticare a acestor mişcări. Influenţa adîncimii şi a altor factori asupra modului de manifestare a presiunii rocilor în jurul galeriilor a făcut obiectul unui referat prezentat de un cercetător olandez. Ca o măsură de combatere a mişcării rocilor în jurul galeriilor de bază, s-a arătat că cele mai bune rezultate se obţin în cazul susţinerii ancorate şi în special ancorarea cu o prealabilă injectare de răşini artificiale în gaura de mină.

Rezultate obţinute prin măsurători efectuate în abataje au prezentat V. Sibek (R.S. Cehoslovacă) şi M. Borecki (R.P. Polonă). Cercetătorii polonezi au folosit pentru măsurarea tensiunilor, izotopi radioactivi, prin măsurarea radiaţiei secundare ce apare ca urmare a variaţiei tensiunilor din rocă.

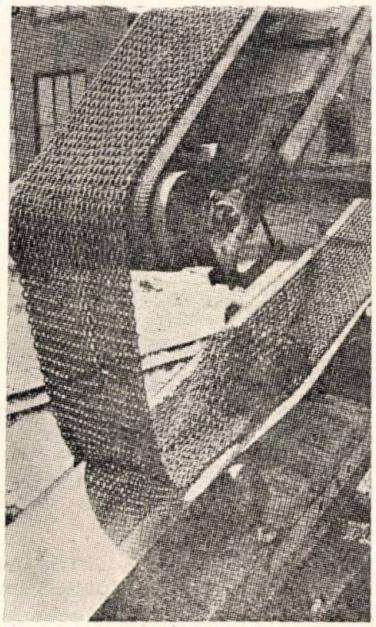
Referitor la influenţa pe care o prezintă abatajul asupra lucrărilor miniere învecinate, H. Labasse (Belgia) consideră că avansarea abatajului poate fi apreciată ca o manifestare a presiunii rocilor, datorită faptului că prin mărirea presiunii de reazem se uşurează tăierea cărbunelui. F. Spruth în referatul său apreciază că pe măsura măririi adîncimii de exploatare va fi necesară sporirea volumului rambleat în scopul unei mai bune echilibrări a presiunii rocilor.

În încheierea lucrărilor s-a hotărît ca următoarea conferinţă să aibă loc în 1964 în cadrul Universităţii Columbia din S.U.A.

Documentare

Transportul cu benzi la mare înclinare. The mining journal 225 (1860), nr. 6528 (30 sept.) 359.

Pentru transportul la mare înclinare în cariere s-a construit un transportor cu bandă, peste care este



plasată o bandă de lanţuri metalice care apăsînd materialul transportat pe banda de cauciuc, împiedică alunecarea acestuia.

R. Wade: **Rezolvarea problemei flotaţiei cuprului.** In World Mining, 13 (1950), nr. 7 (iun.), 40—42.

Autorul prezintă cazul preparării unui minereu cu 7—8% Cu cuprinzînd calcopirită şi pirită în scopul obţinerii unui concentrat cuprifer şi a unui concentrat piritifer. Incercările de laborator au dovedit însă limitarea procedeului datorită cuprului solubil conţinut în minereu şi care deprecia atît pirita cît şi calcopirita. In cele din urmă, adăugarea de Na_2S care trecea cuprul solubil în sulfură, a permis separarea celor două concentrate.

CZ 622.268.12

Rîşin B. R.: **501 m de galerie direcţională de transport în steril cu linie dublă săpată într-o lună.** In Sahtnoe str-vo, 1960, nr. 8, (aug), 18—20, 3 fig.

Pentru săparea rapidă a unei galerii direcţionale de transport cu profil de 13,2 m^2 şi susţinere cu arce metalice cu o distanţă între ele de 0,9 m, a fost formată o brigadă complexă compusă din 84 de mineri repartizaţi în patru schimburi de 6 ore fiecare. Datorită organizării ciclice a lucrărilor de săpare şi de susţinere a fost posibilă realizarea săpării a 501 m galerie într-o lună. Perforarea găurilor de mină s-a făcut simultan cu cinci perforatoare electrice SER-19 D; aerajul frontului de lucru după împuşcare se asigură cu ventilatorul axial VTO-0,6 şi tuburi de aeraj cu diametrul de 500 mm. Încărcarea sterilului în vagonete de mină de 3,3 m^3 s-a făcut cu ajutorul a două maşini de încărcat pneumatice PPM-4; transportul vagonetelor s-a făcut cu locomotiva electrică. Iluminatul frontului de lucru s-a făcut cu ajutorul lămpilor fluorescente cu inducţie. Pentru a micşora formarea prafului, înainte de a începe încărcarea sterilului la vagonete, s-a procedat la stropirea cu apă a sterilului împuşcat.

CZ 622.233.6.0014—55 531.78—523.8.

Terentiev V. I., Palei I. A. şi Ivanov L. A.: **Folosirea sesizoarelor electrice pentru încercările maşinilor pneumatice de perforat.** In Gornîi J., **135** (1960), nr. 8, (august), 45—46, 2 fig.

Productivitatea maşinilor de perforat pneumatice este determinată de puterea de percuţie, tehnologia perforării şi proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor supuse perforării; în consecinţă stabilirea productivităţii lor trebuie să fie făcută direct în condiţiile de exploatare.

Aparatura de măsurare necesară pentru aceasta poate fi electronică, cu folosirea sesizoarelor inductive, a căror construcţie este bazată pe dependenţa inductanţei sistemului sesizorului de rexistenţă magnetică a conductorului şi al interstiţiului. Se descrie schema de funcţionare a sesizorului cu dispozitivul de amplificare.

CZ 622.341.1:338.062.413:621.52

Svinarenko D. M. şi Portnov A. A.: **Progresul tehnic şi creşterea productivităţii muncii la mina „Ghigant".** In Gornîi J., **135** (1960), nr. 8 (aug), 3—7, 3 fig., 2 tab.

La mina „Ghigant" s-a redus în ultimul timp numărul de mineri cu circa 15%, productivitatea muncii a crescut cu circa 17% faţă de anul 1959, iar producţia de minereu a depăşit capacitatea proiectată de producţie. Se analizează măsurile care au contribuit la aceste realizări. Dintre acestea cele mai principale sînt: concentrarea lucrărilor miniere urmată de micşorarea di-

mensiunilor în plan a panourilor şi blocurilor, reducerea volumului lucrărilor de pregătire şi micşorarea numărului sectoarelor miniere; trecerea la organizarea complexă a muncii, circa 70% din muncitori putînd lucra în specialităţi înrudite. Se scoate în evidenţă: introducerea compresoarelor noi şi creşterea presiunii aerului în abataje de la 5 la 6,5 at, introducerea perforatoarelor cu percuţie rapidă PT-29 şi PT-36; folosirea troliilor puternice de screper LS-28 şi LS-45; introducerea pe scară largă a susţinerii metalice în galerii; îmbunătăţirea transportului prin folosirea locomotivelor electrice puternice de 25 t; automatizarea instalaţiilor de concasare — sortare şi de aeraj.

CZ 622.235.432

Mosin A. E.: **Experienţa împuşcării cu microîntîrzieri în lucrările miniere subterane.** In Gornîi J., **135** (1960), nr. 8 (august), 46—48, 3 fig., 1 tabl.

Pentru săparea unei galerii orizontale cu profil de 46 m^2, executată în roci tari, s-a încercat împuşcarea cu amorse electrice cu microîntîrzieri (12 trepte cu interval de 40 milisecunde între trepte) în loc de amorse electrice cu întîrzieri scurte (4 trepte cu interval de 2 m între ele) folosindu-se o schemă nouă de amplasare a găurilor de mină pe suprafaţa frontului de abataj, care asigură propagarea exploziilor consecutive de jos în sus, s-a putut micşora consumul specific de exploziv cu circa 18%, mărindu-se totodată productivitatea muncii cu circa 50% şi productivitatea maşini de încărcat cu circa 15%.

CZ 622.552

Marişcenko M. V. şi Burego N. S.: **Evacuarea apelor din puţurile în săpare cu ajutorul staţiei intermediare de pompare şi o singură conductă.** In Sahtnoe str-vo (1960), nr. 8 (august 20, 1 fig.

La săparea unui puţ de extracţie cu schipuri cu diametrul de 5,5 m s-a adoptat o schemă simplificată de evacuare a apelor, care constă în montarea unei conducte fixe pînă la adîncimea de 190 m, în care într-o cameră specială se găseşte bazinul colector şi staţia de pompare comună din două pompe KSM 50 x 250.

Pompa suspendată de adîncire PPN-50 a puţului refulează apa din frontul de săpare prin porţiunea suspendată a conductei şi printr-un furtun armat flexibil în bazinul colector, din care apa este preluată de pompele KSM şi refulată la suprafaţă.

CZ 622.755:621.928.3

Solomin, K. V.: **Separatorul helicoidal industrial SVM 1200.** In Gornîi J. **135** (1960), nr. 8 (august), 62—63 1 fig.

Se descrie construcţia şi modul de funcţionare a separatorului elicoidal SVM-1 200 destinat pentru instalaţii de preparare a minereurilor de metale rare. Separatorul are înălţimea de 3 850 mm fiind un jgheab elicoidal cu diametrul interior de 1 200 mm, căptuşit cu un strat de cauciuc.

Jgheabul elicoidal fiind suspendat liber pe axul central, i se poate schimba pasul în funcţie de proprietăţile minereului prin separator. Pentru nisipuri fine titanifere şi zirconifere debitul separatorului este de 8 t/h cu extracţia de concentrat şi produs intermediar de 32—35%.

CZ 622.234.8:622.33.015

Reznikov N. A.: **Experienţa folosirii excavatorului EVG—6 la exploatările de cărbune la zi.** „Korkino". In Ugol **35** (1960), nr. 8 (august), 18—20, 2 figuri, 4 tabele.

Pentru a asigura creşterea volumului de descopertare a fost dat în exploatare un nou tip de excavator EVG-6 cu cupa de 6 m^3. În urma încercărilor industriale efectuate timp de un an şi jumătate, s-a constatat că acest tip de excavator poate fi folosit cu succes la lucrări de descopertare în roci de categoria IV—V, cu înălţimea de descărcare pînă la 22 m, fie la haldă, fie în dumpcare. Capacitatea dumpcarelor şi forţa de tracţiune a locomotivelor electrice trebuie adaptate capacităţii de producţie a excavatorului de tip nou.

CZ 622.235.432

Osipov M. N. şi Certov P. N.: **Impuşcarea găurilor de mină în rînduri duble cu microîntîrzieri în condiţii subterane.** In Gornîi J., U, **135** (1960), nr. 8, (august), 49—51, 1 fig., 1 tab.

Urmărindu-se creşterea eficacităţii lucrărilor de împuşcare s-a încercat metoda de împuşcare cu amorse cu microîntîrzieri, găurile de mină fiind aşezate în două rînduri la distanţă de 1,3 m între ele. Grosimea totală a bancului împuşcat fiind de 5 m, au fost folosite 4 trepte de microîntîrzieri cu interval de 25 milisecunde între ele. Faţă de împuşcarea cu un singur rînd de găuri de mină, productivitatea a crescut de la 5,1 la 9 m^3 pe metru de gaură, iar preţul de cost al minereului tăiat prin împuşcare a scăzut cu 28%.

În acelaşi timp s-a îmbunătăţit gradul de concasare a minereului în vederea mecanizării operaţiei de perforare la adîncirea puţurilor şi rostogoalelor, la folosirea combinelor pentru tăierea cărbunelui prin aşchiere, la realizarea abatajelor complet mecanizate, la punerea în funcţiune a unui nou tip de maşină de încărcat, la cercetarea instalării susţinerii la intrarea în galerii, precum şi la organizarea în general a înaintărilor în galerii. Cheltuielile efectuate cu aceste studii cronometrice, sînt larg compensate prin economiile realizate numai la o singură operaţie din cele descrise.

CZ 622.264 622.233.292

Martinenko I. A.: **Săparea rapidă a unei galerii direcţionale cu ajutorul combinei SBM—2, la mina nr. 3 „Velikomostovskaia".** In Ugol, **35** (1960), nr. 8 (august), 11—12, 1 fig.

Pentru săparea unei galerii direcţionale cu profil de 6,5 m^2 a fost folosită combina SBM-2. Brigada complexă, compusă din 21 mineri, a fost împărţită în patru echipe, lucrînd în patru schimburi. Se arată graficul ciclic de organizare a lucrărilor de săpare, susţinere şi de aeraj. Viteza mare de săpare care a atins în anumite zile 21 m de galerie săpată şi susţinută, se datoreşte în special organizării transportului de steril şi cărbune, efectuat cu vagonete de 2 t capacitate şi cu locomotive electrice. Aerajul a fost asigurat cu ajutorul ventilatoarelor tubulare axiale „Prohodka-500" şi IGDAN, folosind burlane de aeraj din pînză cauciucată.

Pentru susţinere au fost întrebuinţate arce metalice din profil special. Viteza maximă realizată a fost de 451 m de galerie pe lună. Faţă de metoda de săpare prin împuşcare şi folosire a maşinilor de încărcat, preţul de cost al unui metru de galerie săpată şi susţinută a scăzut cu 55%.

CZ 622.233.292:622.33

Burov G. G. şi Belov N. P.: **Rezultatele încercărilor industriale ale complexului de tip nou mecanizat OMK în minele Consiliului economic Tula.** In Ugol, **35** (1960), nr. 8, (august), 12—15, 6 fig., 1 tabel.

Complexul OMK este destinat pentru mecanizarea în abataje frontale a următoarelor operaţii: tăierea cărbunelui şi încărcarea lui pe transportorul cu racleţi, susţinerea acoperişului şi mutarea transportorului. Complexul OMK conţine: combina de abataj KU-60, susţinerea mecanizată hidraulică OMK-1; transportorul cu racleţi OMK-2 pe care se sprijină şi se deplasează combina KU-60 şi echipamentul electric OMKO, care asigură semnalizarea şi iluminatul în abataj, comanda la distanţă a motoarelor combinei, pompelor şi

transportului. Se descrie modul de funcționare a complexului OMK într-un strat de 2,3—3 m grosime în abataj frontal de 50 m lungime. Se arată rezultatele obținute în cursul încercărilor industriale efectuate. Producția medie zilnică realizată a fost de 617 t, iar productivitatea muncii de 21,7 t pe om și schimb, ceea ce depășește de 3,5 ori indicatorii medii realizați pînă acum.

CZ 622.33—622.271.6:622.411.5

Ontin E. I.: **Umezirea cărbunelui în masiv în minele din trustul Osinnikiugol.** In Ugol, **35** (1960), nr. 8 (august), 47—48, 1 fig. 2 tabele.

Pentru combaterea vicierii aerului din mină cu praf de cărbune a fost aplicată metoda de umezire prealabilă a cărbunelui în masiv înainte de extragere. Se descrie utilajul folosit pentru perforarea găurilor de mină necesare și pentru injectarea apei în găuri sub presiune de 90—100 kg/cm² pînă cînd apa începe să apară pe suprafața frontului de abataj. Se arată condițiile și modul de executare a încercărilor făcute în strate de cărbune de 1,5 m și 2,6 m grosime. Rezultatele obținute arată o micșorare de 4—6 ori a conținutului de praf în aerul din abataj; injectarea apoi în strat contribuie în același timp și la degazarea stratului de cărbune.

CZ 622.33:622.271.6:622.411.5

Işciuk I. G. și Mazurov V. A.: **Despre eficacitatea slăbirii masivului de cărbune și suprimarea prafului prin injectarea apei în strat în cursul lucrărilor de abataje.** In Ugol, **35** (1960), nr. 8 (august) 43—47, 5 figuri, 4 tabele, 4 ref. bibl.

Metoda de injectare a apei sub presiune în masivul de cărbune are ca scop micșorarea formării prafului de cărbune în procesul de extragere și slăbire a masivului. Metoda constă în perforarea găurilor de mină cu diametrul de 42—45 mm în frontul de abataj cu ajutorul unui perforator electric manual. În găurile de mină se introduc închizătoare hidraulice legate de conducta principală de alimentare cu apă sub presiune. Injectarea apei în strat se face pînă la apariția ei pe frontul de abataj și scăderea presiunii apei. După o scurtă descriere a utilajelor folosite în acest scop, se descriu încercările de aplicare a acestei metode într-un abataj frontal de 130 m lungime, înzestrat cu plug de cărbune și în abataj frontal de 120 m lungime înzestrat cu combina „Gorneak". În ambele cazuri rezultatele obținute au arătat că metoda de injectare a apei în strat reprezintă un mijloc eficace de combatere a formării prafului de cărbune în procesul de abatere a cărbunelui și de slăbire a masivului de cărbune. Astfel se realizează îmbunătățirea condițiilor igienice și sanitare de lucru și se obține creșterea productivității mașinilor.

În unele cazuri slăbirea masivului prin injectarea apei permite renunțarea la folosirea explozivilor.

CZ 622.698:622.33

Alekseev L. G.: **Despre tipul pompelor pentru transportul hidraulic la mare distanță a cărbunelui.** In Ugol, **35** (1960) nr. 8 (august), 39—40, 2 figuri.

Analizîndu-se posibilitatea folosirii pentru transportul hidraulic al cărbunelui la distanțe de 50—100 km a pompelor centrifuge și a pompelor cu piston se constată că acestea din urmă corespund scopului deoarece ele funcționează cu presiuni mari, au un randament ridicat și sînt rezistente la uzură. Dintre pompele cu piston, tipul cel mai indicat este pompa de noroi pentru foraje. Procedîndu-se la încercarea pompei de foraj 4 MGR pentru transportul pulpei apă-cărbune cu granulația de 0—6 mm în proporție variabilă de 1,5 : 1 pînă la 3—1, s-a constatat că aceste pompe pot fi folosite cu succes pentru transportul hidraulic al cărbunelui de 0,6 mm cu concentrația volumetrică apă-cărbune în proporție de 1,5 : 1.

Determinarea granulației optime a cărbunelui din punct de vedere al uzurii pieselor și randamentului pompelor se efectuează pe bază de încercări.

CZ 622.33 622.273.13

Krivoscekov E. I.: **Metoda de exploatare cu stîlpi și extragerea prin fișii la zăcămîntul „Artem".** In Ugol, **35** (1960) nr. 8 (august), 49—50 2 fig., 2 tabele.

Se descrie metoda de exploatare cu fișii scurte pe înclinarea stratului, folosind perforarea, împușcarea și încărcarea cărbunelui pe transportorul cu raclete cu ajutorul mașinii de încărcat GNL—30. În urma încercărilor efectuate s-a constatat că această metodă poate fi folosită cu succes în locul metodei de exploatare cu camere și stîlpi, obținîndu-se astfel creșterea producției zilnice și a productivității muncii cu circa 60%. Totodată se recomandă mecanizarea procesului de extragere a cărbunelui prin folosirea combinei de înaintare PK—3, care după terminarea lucrărilor de pregătire, se introduce în fișia de exploatare. În felul acesta devine posibilă renunțarea la metoda extragerii cu explozivi, ceea ce face posibilă exploatarea cu combina a stratelor cu acoperiș slab.

CZ 622.282.4/5

Branov V. V.: **Eficacitatea economică la susținerea puțurilor cu beton monolit și cu tubinguri de beton armat.** In Șahtnoe stroit-vo, 1960 (L) nr. 8 (apg), 8—11, 1 fig., 1 tabl.

In ultimii doi ani 70% din puțurile de mină săpate în Donbas au fost susținute cu tubinguri. Totodată a început extinderea susținerii cu beton monolit cu priza rapidă, folosindu-se cofraje metalice articulate. Se compară din punct de vedere economic cele două metode și se constată că susținerea cu tubinguri necesită un volum mai mare de muncă, cuprinzînd operații care nu pot fi mecanizate. In schimb susținerea cu beton monolit permite mecanizarea în proporție de 60%. În felul acesta costul manoperii la susținerea cu tubinguri este de trei ori mai mare decît acela al susținerii cu beton monolit, care prezintă și avantajul de a fi protejată de cofraje contra efectului dăunător al exploziilor. Prin calcule se constată că și costurile comune în cazul betonului monolit, sînt cu 10—15% mai mici. In consecință rezultă că atît din punct de vedere a cheltuielilor directe, cît și din acele al costurilor comune, metoda de susținere cu beton monolit cu priză rapidă este mai economică.

CZ 622.794.3:622.33:628.543

Eleașevici M. G. și Ofenghenden M. E.: **Coagularea șlamurilor și apelor reziduale de la instalațiile de preparare a cărbunilor.** In Ugol Ukrainî, **4** (1960), nr. 8 (aug), 28—30, 5 fig., 3 ref. bibl.

În vederea măririi vitezei de precipitare a particulelor solide conținute în șlamurile de la preparare s-au făcut încercări de aplicare a metodei de coagulare. Drept coagulant s-au folosit poliacrilamide, un produs de polimerizare al acrilamidei. Acțiunea poliacrilamidei se bazează pe adsorbția moleculelor acestui polimer de diverse particule de șlamuri. In consecință cu ajutorul coagulantului se formează flocule, constituite din granule minuscule, legate între ele printr-o substanță fibro-argiloasă. In urma încercărilor industriale efectuate s-a constatat că folosirea poliacrilamidei îmbunătățește procesul de flotație a șlamurilor și a stabilit că ea reprezintă coagulantul cel mai activ din seria compușilor organici și anorganici. Folosirea poliacrilamidei este justificată din punct de vedere economic pentru decantarea șlamurilor cu un conținut de particule solide ce nu depășește 100 g/l. Concentrația optimă de poliacrilamide este de 0,1—0,3%.

CZ 622.281.5

Evanghelov S. N.: **Despre refolosirea metalului în mine.** In Ugol Ukrainî, 4 (1960), nr. 8 (aug), 39—40.

In vederea economisirii oţelului folosit la susţineri se recomandă identificarea recuperării susţinerilor din galeriile în lichidare şi recondiţionarea celor deformate. In acest scop este indicată folosirea troliilor speciale pneumatice LIM, care permit răpirea susţinerilor în condiţii de securitate asigurate. Pentru recondiţionarea susţinerilor deformate se recomandă folosirea unor piese speciale, care pot fi întrebuinţate în subteran. Astfel la combinatul Stalinugol datorită folosirii preselor au fost recondiţionate într-un an 60 000 t de metal din cele 70 000 t recuperate. O altă sursă de economii de metal o constituie înlocuirea susţinerilor metalice cu prefabricate din beton armat.

CZ 622.233.292:622.33

Grinkevici S. V.: **Complexul MK—1 cu combine multiple cu front îngust de tăiere.** In Ugol Ukrainî, 4 (1960), nr. 8 (aug), 42—43, 1 fig., 1 tabl.

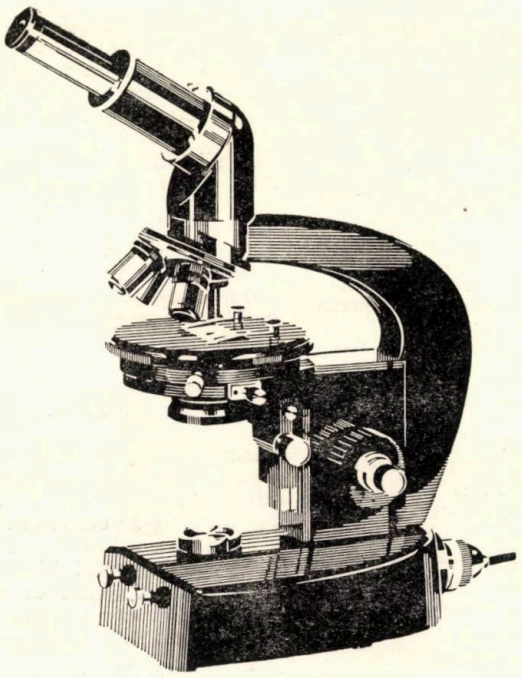
Complexul MK—1 se compune din trei sau patru combine cu acţiune reversibilă, care se deplasează pe rama rigidă a transportorului, transportorul cu raclete tip KSP—3 cu două motoare de acţionare şi dispozitivul hidraulic pentru montarea transportorului fără demontare. Se descrie modul de funcţionare a complexului MK—1 într-un abataj frontal de 108 m lungime, unde s-a făcut experimentarea industrială a complexului. Rezultatele obţinute au dovedit că prin folosirea complexului MK—1 se obţine creşterea productivităţii muncii şi tăierea simultană a cărbunelui în mai multe puncte ale frontului de lucru.

CZ 622.235.25

Adamidze D. I.: **Impuşcarea fără foc.** In Ugol, 35 (1960), nr. 8 (aug), 54—55.

Se expun particularităţile şi ultimile realizări în domeniul perfecţionării metodelor de împuşcare fără foc (cu aer comprimat, la 800—840 at, acid carbonic sau substanţe chimice pulverulente), care pot fi folosite cu succes în abataje frontale după efectuarea havajului. Se arată avantajele acestei metode atît din punctul de vedere al securităţii muncii, cît şi din acel tehnico-economic. Folosirea metodei de împuşcare fără foc se recomandă în minele grizutuoase şi cu pericol de explozie a prafului, în minele de antracit şi în strate cu înclinare mare.

CARL ZEISS JENA



Cereţi prospectul sub nr. 30 „NgoB".

Mikroskop NgoB

Iluminaţie montată în interior

Reglaj coaxial general şi fin

Schimbare rapidă a mesei şi a condensatorului cu posibilităţi de observare monoculară şi binoculară

Obiective acromatice, apocromatice şi plan-acromatice cu protecţia preparatelor

VEB Carl Zeiss JENA

Republica Democrată Germană

centrozap

INTREPRINDERE DE COMERȚ EXTERIOR

POLONIA
Katowice Plebiscytowa 36
Căsuța Poștală 825

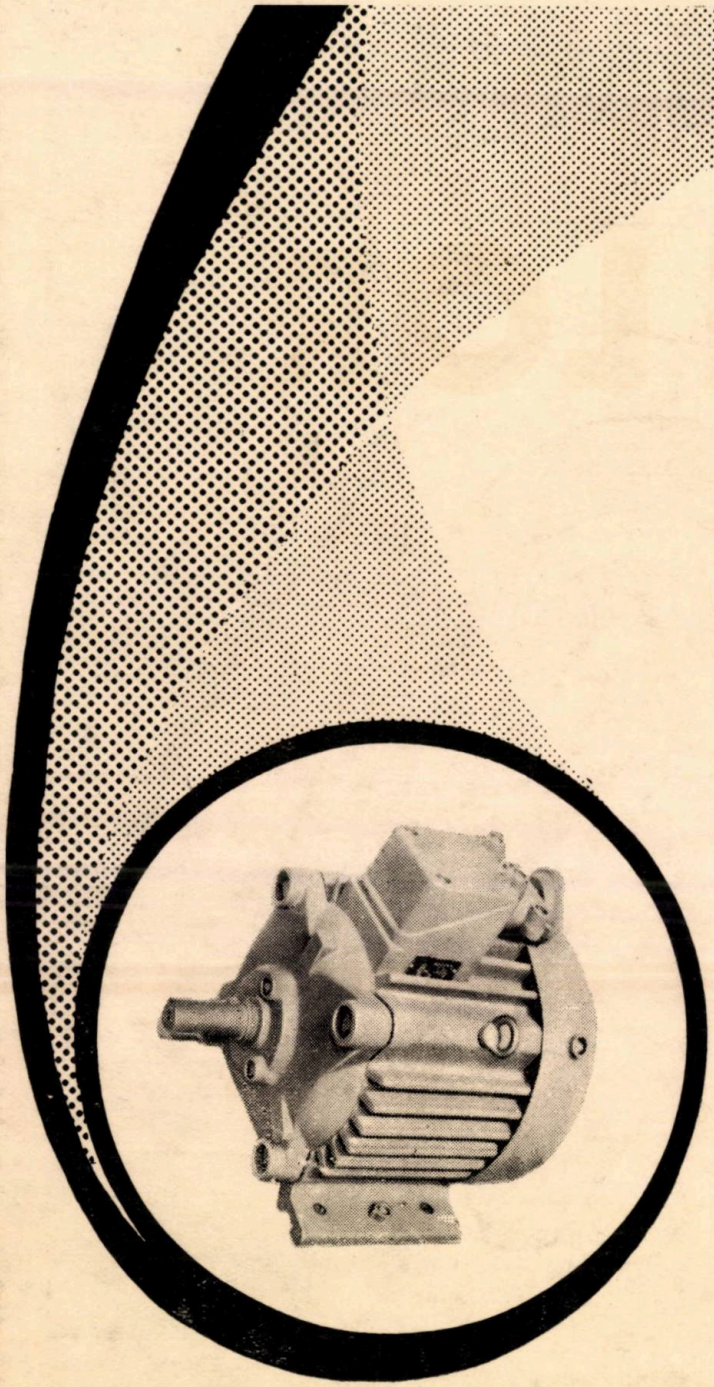
CENTROZAP

Exportă: *Instalații miniere pentru: abataje • încărcări • transport • preparație mecanică*

Material de salvare și de protecție

CENTROZAP SE REMARCĂ PRIN:

CONSTRUCȚIE SIMPLĂ • MANIPULARE UȘOARĂ
RANDAMENT RIDICAT



Industria poloneză,
specializată în fabricarea
instalaţiilor electrice miniere,

Recomandă:

Echipamente pentru mine,
etanşe la apă şi antigrizutoase

- **Transformatoare;**
- **Material pentru instalaţii;**
- **Locomotive cu acumulatorare şi pantografe pentru minele adînci;**
- **Motoare antigrizutoase şi antideflagrante, asincrone cu o putere de pînă la 80 kW pentru instalaţii miniere sau locuri ce conţin gaze uşor inflamabile**

Prospecte şi cataloage
cereţi sub:

EXPORTOR EXCLUSIV
SOCIETATEA POLONEZĂ CU RESP. LIM.
PENTRU COMERŢUL EXTERIOR
CU ECHIPAMENT ELECTROTEHNIC

„Elektrim"

WARSZAWA 2, CZACKIEGO 15/17 POLOGNE, Tel. 6.62.71 Tel. ex. 1.04.15
ADRESA TELEGRAFICĂ: **ELEKTRIM — WARSZAWA B. P. 254**

I. P. 2. c. 5214

Lei 5

E 1433

KAT

Revista MINELOR

REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAG. 97–144
MARTIE
1961

3

ASIT

BUCUREȘTI

Martie
1961
Anul XII
Nr. 3

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. AL MINISTERULUI INDUSTRIEI GRELE — DIRECȚIA GENERALĂ MINIERĂ ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI — DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.07.30 și 13.57.28

CUPRINS

Pagina

ȘERBAN A. și POPESCU ANGELA: **Apariții de molibden în zăcământul cuprifer Deva** . . . . . 99 — 107

VLAD P., POPESCU F. GABRIEL și JUDE A.: **Concluzii tehnice, organizatorice și economice din practica săpării lucrărilor miniere de deschidere și pregătire** . . . . . 108 — 118

PĂTRAȘCU M., ZAMFIRESCU M., NIȚĂ S., MACOVEI O., COICULESCU M. și HERȚA I.: **Considerații asupra prăfuirii și mijloacelor tehnice de combatere a acesteia în minele din R.P.R.** . . 119 — 124

GEORGESCU BUJOR și PANDELESCU C.: **Stadiul actual al preparării minereurilor** . . . . . 125 — 132

RECENZII

* * *: **Congresul internațional de preparare a minereurilor, Londra 6—9 aprilie 1960**

DOCUMENTARE

„REVISTA MINELOR", organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R., al Ministerului Industriei Grele — Direcția Generală Minieră și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere). Redacția: Administrația și casieria București, Str. Ioan Ghica nr. 3. Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon: 13.07.30 și 16.78.78 — Abonamente se primesc la sediile filialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabili cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Publicațiile tehnice A.S.I.T. 970124 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, A.S.I.T., București — Tarif pentru întreprinderi: lei 100 anual. — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: Revista Metalurgia și construcția de mașini lei 48 anual, iar celelalte reviste tehnice lei 30 anual.

REVISTA MINELOR

ANUL XII — NR. 3 — MARTIE 1961

СОДЕРЖАНИЕ

Шербан А. и Попеску А.: *Проявление молибдена на медном месторождении в Деве.*

Излагаются результаты геологических работ, проведенных на медном месторождении в Деве.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, СТР. 99—107

Влад П., Попеску Ф. Г. и Жуде А.: *Технические, организационные и экономические выводы из практики проходки горных выработок.*

В статье приводятся данные об организации проходки горных выработок в Бая Маре и о методах работы содействовавших увеличению скорости проходки.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, СТР. 108—118

Пэтрашку М., Замфиреску М., Ница С., Маковей О., Кройулеску М., Ница С., *Относительно пылеобразования и технических средств борьбы с ним в шахтах РНР.*

В статье кратко изложены результаты исследовательских работ по вопросу борьбы с пылеобразованием, проведенных исследовательской станцией по горной безопасности в Петрошанах, за время ее существования.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, СТР. 119—124

Джеорджеску Б. и Панделеску К.: *Современное состояние вопросов обогащения руд.*

Краткое изложение вопросов обогащения на современном этапе в свете работ Международного съезда в по обогащению руд, состоявшегося в апреле 1960 года Лондоне.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, СТР. 125—132

РЕЦЕНЗИИ, ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Şerban A. and Popescu A.: *Molybdenum found in the copper bearing basin of Deva.* The results are discussed of systematic prospection and exploration work carried out by the trust for prospection, exploration and opening of new mines, in the copper-bearing basin of Deva.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, p. 99—107

Vlad P., Popescu F. G. and Jude A.: *Technical, organizational and economic conclusions drawn from the practice of opening work and bead-way driving in a deposit.* The paper systematizes a considerable lot of data concerning the advancing of galleries in the mine basin of Baia Mare and analyses the working methods which contributed to the realization of rapid and mean advancing of galleries in this basin. Some recommendations based on the abovementioned analysis are being made.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, p. 108—118

Pătraşcu M., Zamfirescu M., Niţă S., Macovei O., Coiculescu M. and Herţa I.: *Considerations on dust accumulation and the technical means of controlling it, in the mines of the R.P.R.* This paper briefly presents a series of considerations based on the experiments carried out at the station for mining safety research, in Petroşani, in the course of its activity.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, p. 119—124

Georgescu B. and Pandelescu C.: *The present stage of ore preparation.* This is a monographic study meant to tackle the problems covering the areas of ore preparation and presenting the actual stage of this question in the light of the International Congress for ore preparation, held in London, in April 1960.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, p. 125—132

REVIEWS, DOCUMENTATION

INHALT

Şerban A. und Popescu A.: *Molibdenspuren im Kupfererzvorkommen Deva.* Die Ergebnisse der systematischen Schürf- und Abbauergebnisse werden besprochen, die vom Trust für Schürfungen, Abbau und der Erschliessung neuer Gruben in der Kupferlagerstätte von Deva erzielt wurden.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, S. 99—107

Vlad P., Popescu F. G. und Jude A.: *Technische, organisatorische und wirtschaftliche Schlussfolgerungen aus der Praxis der Vorrichtungs- und Ausrichtungsarbeiten im Bergbau.* Im Aufsatz werden zahlreiche Angaben systematisiert, die sich auf dio Vortriebsgeschwindigkeit im Grubenrevier Baia-Mare beziehen, wobei gleichzeitig auch die Arbeitsmethoden untersucht werden, die zu einem raschen und mittleren Vortrieb in disem Revier geführt haben. Darüber hinaus werden eine Reihe von Empfehlungen an Hand der oberwähnten Untersuchungen gemacht.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, S. 108—118

Pătraşcu M., Zamfirescu N., Niţă S., Macovei O., Coiculescu M. und Herţa I.: *Betrachtungen über die Staubbildung und der technischen Mittel zu deren Bekämpfung in den Bergwerken in der RVR.* Der Aufsatz enhält eine Reihe von Betrachtungen über die Versuchen, die in der Forschungstelle für Grubenschutz in Petroşani im Laufe ihrer Tätigkeit durchgeführt wurden.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, S. 119—124

Georgescu B. und Pandelescu C.: *Der gegenwärtige Stand der Erzaufbereitung.* Die Abhandlung ist eine monographische Studie, die den Zweck verfolgt die Fragen aller gegenwärtigen Aufbereitungsverfahren im Lichte des Internationalen Erzaufbereitungskongresses von April 1960 anzuschneiden.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, S. 125—132

BUCHBESPRECHUNGEN, DOKUMENTATION

SOMMAIRE

Serban A. et Popescu A.: *Apparition du molibdène dans le gisement de cuivre de Deva.* L'auteur fait l'interprétation des résultats de la prospection et de l'exploration systématique exécutées par le trust de prospections, explorations et travaux de premièr établissement, sur le gisement de cuivre de Deva.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, p. 99—107

Vlad P., Popescu F. G. et Jude A.: *Conclusions techniques, économiques et d'organisation tirées de la pratique du creusement des travaux miniers d'ouverture et de préparation.* L'article s'occupe de la systématisation des nombreuses données concernant les travaux d'avancement dans le bassin minier de Baia Mare et fait en même temps une analyse des méthodes de travail qui ont contribué à la réalisation des avancements rapides et moyens dans ledit bassin. On fait également des recommandations résultées de l'analyse citée.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, p. 108—118

Pătraşcu M., Zamfirescu M., Niţă S., Macovei O., Coiculescu M. et Herţa I.: *Considèrations sur la poussière et sur les moyens techniques de défense contre celle-ci, dans les mines de la R.P.R.* L'article présente succinctement une série de considérations résultées des expériences effectuées par la Station de Recherches pour la Sécurité Minière de Petroşani au cours de son activité.
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, p. 119—124

Georgescu B. et Pandelescu C.: *Stade actuel de la préparation des minerais.* Il s'agit d'une étude monographique concernant les problèmes de tous les domaines de préparation des minerais dans le stade actuel, basée sur les travaux du Congrès international de préparation des minerais (Londres, avril 1960).
Revista Minelor, XII (1961) Nr. 3, p. 125—132

COMPTES-RENDUS, DOCUMENTATION

Cea de-a XI-a Conferință generală de măsuri și greutăți

Paris — octombrie 1960

In 1875 a fost semnată la Paris Convenția Metrului, la care țara noastră a aderat în 1881.

Prin această convenție a fost înființat Biroul Internațional de Măsuri și Greutăți, care execută cercetarea și compararea etaloanelor naționale și cele internaționale, precum și un Comitet Internațional care conduce activitatea Biroului.

Lucrările Comitetului și Biroului sînt analizate și aprobate de Conferința Generală de Măsuri și Greutăți care se întrunește o dată la șase ani în vederea luării de măsuri corespunzătoare pentru dezvoltarea sistemului metric.

In luna octombrie 1960 a avut loc cea de-a XI-a Conferință Generală de Măsuri și Greutăți. Această conferință prezintă o importanță deosebită, deoarece au fost dezbătute și adoptate rezoluții foarte importante pentru știință și tehnică, mai ales prin schimbarea definiției metrului și secundei și prin fixarea Sistemului Internațional de unități de măsură.

In cele ce urmează se vor arăta hotărîrile cele mai importante ale acestei conferințe, care influențează desfășurarea activității de cercetare și a aplicațiilor practice tehnice în toate domeniile și care, fiind acceptate de țara noastră, trebuie să fie cunoscute de toată lumea.

1. **Noua definiție a metrului**

a) Metrul este lungimea egală cu 1 650 763,73 lungimi de undă în vid ale radiației corespunzînd tranziției între nivelele $2p_{10}$ și $5d_5$ ale atomului de cripton 86.

b) Definiția metrului în vigoare din 1889, care se bazează pe prototipul internațional de platină iridiată, se abrogă.

c) Prototipul internațional al metrului sancționat de către Prima Conferință Generală de Greutăți și Măsuri din 1889 va fi păstrat la Biroul Internațional de Greutăți și măsuri în condițiile fixate în 1889.

2. **Noua definiție a secundei**

„Secunda este fracțiunea 1/31 556 925,9747 a anului tropic pentru 1900 ianuarie 0 la ora 12 timpul din efemeride".

3. **Sistemul internațional de unități**

Conferința Generală a XI-a ținînd seama de hotărîrea Conferinței Generale a X-a din 1954, prin care au fost adoptate șase unități de măsură fundamentale ca bază pentru stabilirea unui sistem practic de măsurat pentru relațiile internaționale, și anume:

lungimea	metru	m
masă	kilogram	kg
timp	secundă	s
intensitatea de curent electric	amper	A
temperatura termodinamică	grade Kelvin	°K
intensitatea luminoasă	candela	cd

precum și de necesitatea prescurtării denumirii acestui sistem și de prefixele pentru formarea multiplilor și submultiplilor unităților, hotărăște:

— sistemul bazat pe cele șase unități de bază de mai sus se desemnează sub denumirea de Sistem Internațional de Unități;

— prescurtarea internațională a denumirii acestui sistem este „S.I.";

— denumirile multiplilor și submultiplilor unităților sînt alcătuite cu ajutorul următoarelor prefixe:

Factorul prin care se multiplică unitatea	Prefixe	Simbol
$1\,000\,000\,000\,000 = 10^{12}$	tera	T
$1\,000\,000\,000 = 10^{9}$	giga	G
$1\,000\,000 = 10^{6}$	mega	M
$1\,000 = 10^{3}$	kilo	k
$100 = 10^{2}$	hecto	h
$10 = 10^{1}$	deca	da
$1{,}0 = 10^{-1}$	deci	d
$0{,}01 = 10^{-2}$	centi	c
$0{,}001 = 10^{-3}$	milli	m
$0{,}000\,001 = 10^{-6}$	micro	μ
$0{,}000\,000\,001 = 10^{-9}$	nano	n
$0{,}000\,000\,000\,001 = 10^{-12}$	pico	p

In acest sistem se folosesc unitățile de mai jos, fără prejudicierea altor unități care ar putea fi adăugate în viitor.

Unități suplimentare

Unghi plan	radian	rad
Unghi solid	steradian	sr

Unități derivate

Suprafața	metru pătrat	m^2	
Volum	metru cub	m^3	
Frecvență	hertz	Hz	1/s
Masă de volum (densitate)	kilogram pe metru cub	kg/m^3	
Viteză	metru pe secundă	m/s	
Viteză unghiulară	radian pe secundă	rad/s	
Accelerația	metru pe secundă la pătrat	m/s^2	
Accelerația unghiulară	radion pe secundă la pătrat	rad/s^2	
Forță	newton	N	kgm/s^2
Presiuni (tensiunea mecanică)	newton pe metru pătrat	N/m^2	
Viscozitatea dinamică	newton-secuudă pe metru pătrat	Ns/m^2	
Viscozitate cinematică	metru pătrat pe secundă	m^2/s	
Lucru mecanic, energie, cantitate de căldură	joul	J	N.m.
Putere	watt	W	J/s
Cantitatea de electricitate	coulomb	C	As
Tensiunea electrică, diferență de potențial, forță electro-motoare	volt	V	W/A
Intensitatea cîmpului magnetic	volt pe metru	V/m	
Rezistența electrică	ohm	Ω	V/A
Capacitate electrică	farad	F	As/v
Flux de inducție magnetică	weber	Wb	v/s
Inductanță	henry	H	Vs/A
Inductanță magnetică	tesla	T	Wb/m^2
Intensitatea cîmpului magnetic	amper pe metru	A/m	
Forța magnetomotoare	amper	A	
Flux luminos	lumen	lm	cd,sr
Luminiscență	candela pe metru pătrat	cd/m^2	
Iluminare	lux	lx	lm/m^2

C.Z. 622.14:622.343.03

Apariții de molibden în zăcămîntul cuprifer Deva

ȘERBAN ANTONIE și ANGELA POPESCU

Zăcămîntul de sulfuri cuprifere Deva este localizat în colțul de sud-vest al patrulaterului aurifer al Munților Apuseni, la circa 2,5 km vest de orașul Deva.

Regiunea a fost studiată încă de la începutul secolului trecut, după cum urmează: I. E. Fichtel 1794, Partsch 1827, L. Neugeboren 1825, D. Stur 1861, Fr. Hauer 1861, M. Blankenhorn 1900, Bela Inkey și Palfy 1901, Julius Halavats 1903, St. Gaal 1908—1912, E. Maros 1908, K. Zimany 1912, G. Teglas 1914, C. Gheorghiu 1946, Luca Valeriu 1952 și C. Superceanu în 1958.

Prospectarea și explorarea sistematică a zăcămîntului au fost începute în anul 1957 de Trustul de prospecțiuni, explorări și deschideri de mine noi, de către geologul Cîțu Liviu.

Geologia regiunii

În constituția geologică a regiunii se încadrează fundamentul cristalin, sedimentarul și eruptivul.

Fundamentul cristalin al regiunii reprezintă prelungirea cea mai nordică a masivului Poiana Ruscă, denumită Pintenul de Brănișca. Este alcătuit din seria șisturilor cristaline de epizonă orientate aproximativ E—V, cu dominanța faciesurilor cu clorit și sericit.

Sedimentarul. Peste fundamentul cristalin se depun sedimentele Jurasicului superior și Cretacicului inferior, mediu și superior, pînă în Eocen, cînd are loc o exondare care durează pînă la începutul transgresiunii tortoniene.

Depozitele Tortonianului, la rîndul lor, sînt acoperite de depozite sarmațian-inferioare, roci eruptive terțiare, terase și aluviuni.

Sedimentarea a avut loc în două bazine de scufundare: unul la vest, Bazinul Lăpugiului, altul la est, Bazinul Streiului, despărțite de amintitul „Pinten de Brănișca".

Neoeruptivul. În extremitatea de vest și nord-vest a orașului Deva, neoeruptivul terțiar andezitic străbate depozitele cretacice reprezentate prin Stratele de Deva.

Corpurile andezitice formează masivele Pietriceaua, Piatra Coziei, Dosul Osmanului, Cherghеș, Dealul Măgura, Dealul Bejanului, Pietroasa, Dealul Serhedeiului și Dealul Cetății.

Geologul Luca Valeriu consideră masivele menționate ca fiind petice din curgeri de lave andezitice. După părerea sa, masivele andezitice Poliatca și Nocetul pot fi considerate resturile aparatului vulcanic prin care au erupt lavele de acoperire.

Din gruparea curgerilor de lave în jurul unui punct situat pe Valea Ceangăilor, dr. Constantin Gheorghiu deduce prezența coșului vulcanic și că erupțiile andezitice din regiune datează din Sarmațianul superior.

În ceea ce ne privește, împreună cu prof. M. Socolescu, plecînd de la absența exploziilor și a aparatelor vulcanice, apreciem că andezitele de Deva provin dintr-un lacolit ridicat lent spre suprafață, ca un subvulcan, fără a străbate pachetul de sedimente cretacice.

Eruptivul andezitic a fost scos apoi în relief prin erodarea cuverturii depozitelor acoperitoare.

În cadrul eruptivului andezitic din regiune s-au separat următoarele tipuri:

— andezitele de Nocet;
— andezitele de Dealul Zimbrului;
— andezitele de zăcămînt;
— aglomerate vlcanice, alcătuite din brecii și tufuri andezitice.

Andezitele de Nocet. La acest tip sînt cuprinse andezitele cu aspect proaspăt, cenușii, cu o largă dezvoltare a feldspatului plagioclaz (2—10 mm), cu luciu sticlos caracteristic și cu contur idiomorf. Dispoziția cristalelor aciculare de hornblendă trădează o textură fluidală. Biotitul apare sporadic. Pasta este de culoare cenușie închisă.

Microscopic, plagioclazii andezin — labrador prezintă structuri zonare și macle polisintetice, uneori fiind alterați și înlocuiți în parte cu calcită. Hornblenda verde prezintă conture idiomorfe și macle după (100). Hornblenda în cea mai mare parte este brună, dar în unele fenocristale verzi se mai observă resturi de hornblendă brună. Dealurile Nocet și Scocul Mic sînt alcătuite din aceste „andezite de Nocet".

Andezitele de Dealul Zimbrului sînt roci de culoare cenușie, cu elemente femice slab dezvoltate, în schimb cu cristalele de plagioclaz bine dezvoltate, atingînd mărimi de 20 mm. În urma alterării, plagioclazii își modifică conturul, evoluînd spre forme ovale,

alungite sau fragmentate, după gradul de alterare. În masa lor se observă frecvent filonașe ramificate de calcită.

Pasta andezitului este formată din microlite de plagioclazi sericitizați și caolinizați.

Această varietate de andezit ocupă porțiuni mai restrînse între creasta Zimbrului la nord și versantul nordic al Dealului Nocet.

Andezitele de zăcămînt sînt rocile în care este cantonat zăcămîntul cuprifer. Acest tip este alcătuit din andezite cu hornblendă și biotit, în care poate domina hornblenda sau biotitul.

Andezitele în care domină hornblenda sînt de culoare cenușie închisă, uneori cu aspect pestriț, avînd cristale bine conturate de hornblendă ; biotitul apare subordonat.

Plagioclazii în general sînt alterați și au conturul prost conservat.

Structura rocii este porfirică, iar textura masivă.

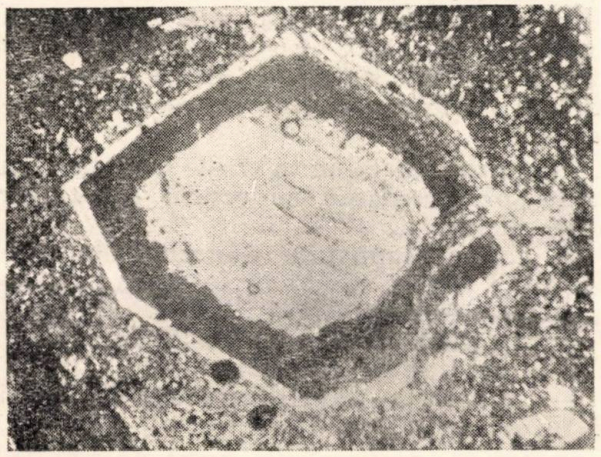


Fig. 1. Andesit din zona zăcămîntului Deva. Cristal de plagioclaz zonat, cu zone concentrice de caolinizare.
(Secțiune subțire, +N, mărire 50 x)

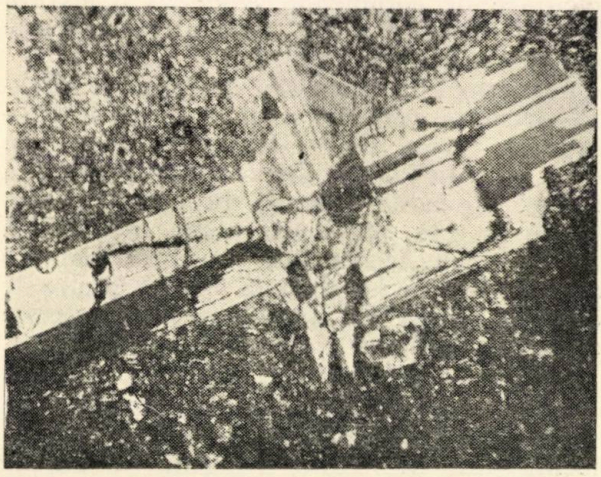


Fig. 2. Individ de plagioclaz, maclat complex.
(Secțiune subțire, +N, mărire 50 x)

În secțiuni subțiri andezitul se prezintă silicifiat. Plagioclazii cu frecvente structuri zonare și macle polisintetice sînt transformați în carbonați, sericit și caolinit.

Hornblena este alterată și înlocuită de agregate de biotit secundar, minerale argiloase și calcit ; s-au observat cazuri cînd hornblenda este înlocuită de titanit în asociație cu minerale opace. Acestea din urmă apar în cruste subțiri, filonașe sau cuiburi depuse împreună cu cuarțul.

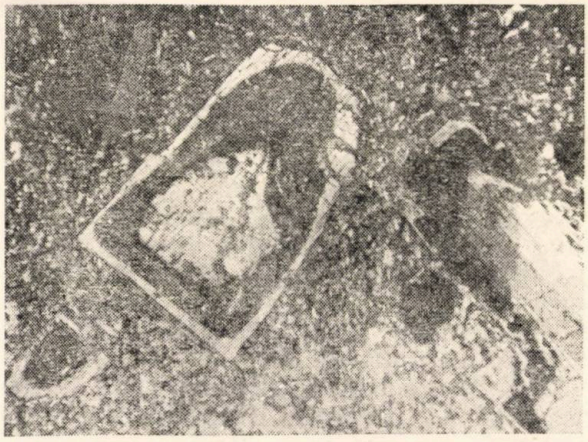


Fig. 3. Andezit din zona molibdenitiferă, de la 620 m, Plagioclazi, caolinizați concentric.
(Secțiune subțire, +N, mărire 50 x)

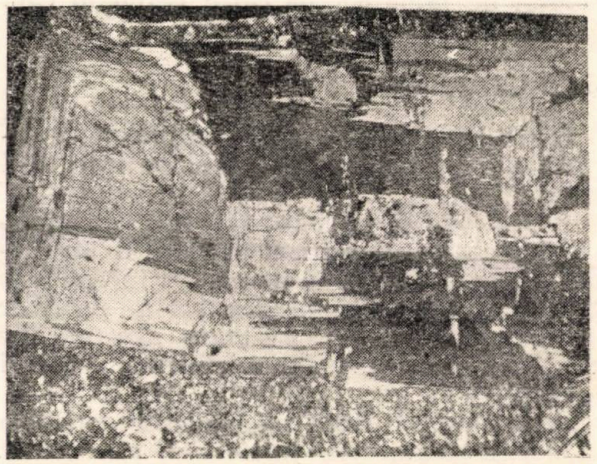


Fig. 4. Fenocristal de plagioclaz, maclat complex în masa fundamentală microcristalină a andezitului.
(Mărire 50 x)

Biotitul se prezintă sub formă de foițe pleocroice în genere cloritizate.

Pasta este formată din microlite de feldspați, amifiboli și biotit, afectate de fenomene de silicifiere, sericitizare și cloritizare.

Andezitele în care predomină biotitul. Biotitul este dezvoltat în plăci pseudoexagonale, pe cînd cristalele de hornblendă se prezintă fragmentate.

Plagioclazii sînt mai proaspeți și au contur propriu.

Pasta este formată din microlite în care predomină elementul leucocrat : plagioclazi, sericit, carbonați, cuarț, mineralele femice fiind rare.

Andezitele acestea de zăcămînt se găsesc numai în limita zăcămîntului cuprifer.

Breciile andezitice se găsesc între „andezitele de Nocet" care formează Dealul Nocetului și „andezitele de zăcămînt".

Pe această zonă brecia apare ca o bordură de delimitare a celor două varietăți de andezite, efilîndu-se la confluența Pîrîului Băilor cu Pîrîul Grădinilor. Aceeași brecie andezitică se mai găsește și în versantul estic al Dealului Zimbrului, suportînd sedimentele Cretacicului.

Macroscopic se deosebesc fragmente de șisturi epizonale și bucăți de cuarț alb, cimentate de o pastă andezitică, microlitică, alterată și bogată în pirită.

În lucrările de foraj s-au întîlnit și fragmente de „andezite de zăcămînt" alături de „andezite de Nocet", puternic brecifiate, fisurate și cimentate de o pastă microlitică. Aceste brecii s-au găsit îndeosebi la periferia zăcămîntului.

Tufuri vulcanice. S-au găsit în porțiunea de est a perimetrului zăcămîntului, sub forma unui pachet de tufuri andezitice prinse între marnele ciocolatii în bază și gresiile fine micacee în partea superioară. Se observă așezarea lor concordantă peste faciesul marnos descris.

Aceleași tufuri stratificate au mai fost găsite sporadic și pe versantul nordic al Dealului Serhediu, între cele două pîraie care formează Valea Cintirig.

Descrierea zăcămîntului cuprifer

Corpul andezitului de zăcămînt, de secțiune eliptică, alungit NE—SV, este deschis de-a lungul Pîrîului Băilor, la E—N—E de Vf. Nocet, la N—E de Dosul Roșului și la N—V de Dealul Roșilor.

Andezitul de zăcămînt în care este cantonată mineralizația cupriferă de la Deva are un caracter de volbură de impregnație, cu porțiuni bine mineralizate înconjurînd altele mai slab mineralizate.

Forma corpului mineralizat, după ultimele date obținute din explorarea prin foraj, este aceea a unui cilindroid vertical deformat, cu numeroase intrînduri și ieșinduri, precum și unele intercalații de steril.

La orizonturile superioare, zăcămîntul este împărțit în două ramificații separate între ele printr-o zonă sterilă ; aceste ramificații la orizontul —90 se unesc într-un singur corp.

Mineralele cuprifere (calcopirită, bornitul, covelina) se găsesc dispuse sub formă de plaje de-a lungul fisurilor sau sub formă de impregnație fin diseminată în masa andezitelor.

Din datele obținute de pe teren și din laborator se constată o variație mare, pe orizontală și verticală, a mineralelor cuprifere. Astfel, andezitele cuprifere au un conținut de cupru mai scăzut către periferia corpului de zăcămînt, unde se remarcă procese de îmbogățire în pirită și apariția oligistului și mai ridicată către centru.

Repartiția pe verticală a mineralizației este următoarea :

— O zonă de oxidație de la punctul de aflorare a zăcămîntului și pînă la orizontul de bază (circa 25 m). Pe acest interval principalul mineral cuprifer este calcopirita, iar ca minerale secundare apar carbonați bazici de cupru (malachitul și azuritul), frecvent asociați cu melanteritul.

— Apariția sub orizontul principal a unor minereuri de cimentație de cupru, covelină, calcozină și bornit ne face să deducem și existența unei zone de cimentație extinsă în adîncime aproximativ pînă la nivelul profilului —140 m. Această zonă prezintă o îmbogățire simțitoare în cupru datorită conținutului ridicat al sulfurilor în cupru 63—72% Cu).

— În fine, urmează zona primară, de la nivelul profilului —140 m în jos, în care predomină calcopirita.

Procesele de transformare sînt încă vizibile, calcopirita prezentînd încă transformări în bornit descendent, calcozină și mai rar covelină. Apariția bornitului primar în această zonă face să crească considerabil conținutul în cupru.

În porțiunea bazală a profilului vertical (a forajului de maximă adîncime), o dată cu sărăcirea zonei primare în cupru, își face apariția molibdenitul în cantitate interesantă.

Prin studiul microscopic al unor eșantioane culese sistematic pe profile verticale și orizontale, au fost identificate următoarele minerale mai importante :

minerale de cupru : calcopirita, bornitul, calcozina, covelina, cuprul nativ, calcantitul, malahitul, azuritul, melanteritul, cupritul ;

minerale de molibden : molibdenitul și wulfenitul ;

minerale de wolfram : neevidențiate clar ;

minerale de fier : pirita, oligistul, magnetitul, martitul ;

minerale de gangă : cuarțul, plagioclazii, calcita, baritina, cloritul, sericitul, epidotul, zoizitul, caolinul.

Dăm mai jos descrierea mineralelor metalifere specifice corpului de zăcămînt :

Calcopirita ($CuFeS_2$) este principalul mineral cuprifer, formînd filonașe, impregnații și „volburări" în punctele de intersecție a

fisurilor, în masa andezitului silicifiat. Plajele de calcopirită alotriomorfe mulează în general contururile indivizilor de cuarț, trădînd depunerea ulterioară a calcopiritei.

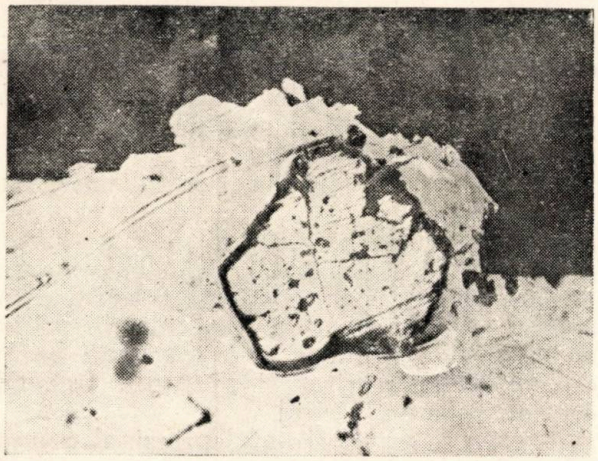


Fig. 5. Minereu cuprifer din zăcămîntul Deva. Paragenaza FeS_2—$CuFeS_2$—SiO_2. Calcopirita substituie pirita.
(Secțiune lustruită, mărire 100 x)

Principalele parageneze ale calcopiritei sînt :

$$CuFeS_2 + Cu_5FeS_4 + SiO_2$$

cea mai specifică mineralizației cuprifere Deva.

Se observă o concreștere intimă între calcopirită și bornit, cu o serie variată de structuri, majoritatea provenite din procesele de substituție a bornitului prin calcopirită și subordonat prin cristalizare simultană și imiscibilizare reciprocă a componenților ; astfel avem structuri mirmechitice, structuri în flăcări, în frunză de oleandru etc.

$$CuFeS_2 + Cu_5FeS_4 + Fe_3O_4$$

rezultă din depunerea calcopiritei și bornitului pe granulele de magnetită preexistente în masa andezitului ca minerale accesorii.

Se observă frecvent procese de substituție ale magnetitului prin calcopirită și bornit, acestea din urmă prezentînd adesea structuri mirmechitice.

$$CuFeS_2 + Cu_5FeS_4 + Fe_2O_3$$

Oligistul apare sub formă de lamele prinse în plajele de calcopirită, trădînd antecedența oligistului care frecvent este substituit și parțial asimilat de calcopirită.

În fine s-a mai observat și o apariție ulterioară a oligistului caracterizată prin cristale mari de 1—15 mm, cu care de fapt se încheie faza de mineralizare.

$$\text{Parageneza : } CuFeS_2 + Cu_5FeS_4 + Fe_3O_4 + Fe_2O_3 + FeS_2$$

Alături de calcopirită și bornit se văd lamele de oligist dispuse orientat în masa de cuarț. Cristalele tubulare mai mari de oligist au în partea centrală uneori zone concentrice de mușchetovitizare formate din magnetit. De asemenea mai apar cristale de pirită puternic corodate de cuarț.

Bornitul (Cu_5FeS_4), în procentaj mai scăzut în raport cu calcopirita, cu care apare de obicei asociat, prezintă două tipuri de apariție : primar și secundar.

Bornitul primar (ascendent) apare anterior și concomitent cu calcopirita, cu care formează structuri mirmechitice, foarte caracteristice zăcămîntului cuprifer Deva structuri formate în majoritatea cazurilor prin substituția Cu_5FeS_4 prin $CuFeS_2$; structurile mirmechitice, rezultate prin cristalizarea simultană a componenților și prin procese de dezamestec, apar mai sporadic.

Bornitul secundar (descendent) este frecvent mai ales în zona de cimentație, formîndu-se prin procese de oxidație parțială a calcopiritei ; apare sub formă de fîșii care bordează marginile plajelor de calcopirită, uneori înlocuind complet calcopirita. S-au observat frecvent și sructuri în flăcări între calcopirita și bornitul secundar, simulînd bornitul primar.

Paragenezele bornitului primar sînt în general aceleași ca ale calcopiritei.

Calcozina (Cu_2S) apare în proporții minore și se prezintă sub formă de calcozină primară și calcozină secundară.

Calcozina secundară (descendentă) sub formă de fîșii care bordează cristalele de calcopirită și sub formă de infiltrații de-a lungul fisurilor ; în adîncime apare sporadic.

Calcozina primară substituie ascendent calcopirita și bornitul și mai rar magnetitul, sub formă de filonașe (circa 0,2 mm grosime), înfiltrații vermiculare și dendrite.

Covelina (CuS), în zona de oxidație și cimentație apare prin procese de oxidație parțială și incipientă a calcopiritei și bornitului ; formează paiete submilimetrice incluse în alte sulfuri secundare de cupru.

Molibdenitul. Prezența lui a fost înregistrată la orizontul —60 și apoi, cu ajutorul lucrărilor de foraj, în zone de mare adîncime.

Molibdenitul (MoS_2) a fost observat la orizontul —60 în relații paragenetice cu pirita, calcopirita și baritina, impregnînd andezitul sfărîmat. Apare sub formă de paiete și lamele sinuoase, precum și în agregate hipidiomorfe, bordînd granulele rotunjite ale aglomeratului, laolaltă cu fragmente breciforme de calcopirită, cristale cubice de pirită și cristale tubulare de baritină. De asemenea mai apare sub formă de incluziuni lamelare în calcopirită.

Wulfenitul ($PbMoO_4$) rezultat pe seama molibdenitului prin oxidația acestuia. A fost

indentificat de asemenea la orizontul —60 de ing. Caius Superceanu într-o zonă uşor alterată, sub formă de cristale tubulare pătratice de circa 1—3 mm, de culoare galbenă pe fisurile andezitului cu molibdenit.

Cît priveşte molibdenitul interceptat în adîncime, descrierea lui va urma ca punct aparte.

Oligistul (Fe_2O_3) este un mineral caracteristic, prezenţa lui fiind remarcată pe întreg profilul de zăcămînt. Apare în cristale tubulare, fascicule divergente şi lamele atingînd valori de 1—15 mm şi în următoarele parageneze mai însemnate :

$Fe_2O_3 + SiO_2$ pe fisurile şi cavităţile andezitului cuprifer ;

$Fe_2O_3 + Fe_3O_4 + FeS_2$ — oligistul este frecvent muşcheto-vitizat

Sistemul $Fe_2O_3 + CuFeS_2 + Cu_5FeS_4$.

Lamelele de oligist sînt în repetate rînduri prinse în plaje de calcopirită şi bornit sau chiar substituite de masa de calcopirită şi bornit.

Martitul (Fe_2O_3) rezultă din oxidarea magnetitului. Martitizarea este în general reticulară şi lamleară, lamelele de martit atingînd circa 0,2 mm grosime.

Magnetitul (Fe_3O_4) este un mineral accesoriu al andezitului cuprifer.

În urma silicifierii şi mineralizării rocii, magnetitul a fost corodat de cuarţul hidrotermal şi substituit de minerale cuprifere. Substituit de calcopirită şi bornit formează structuri mirmechitice.

Parageneza caracteristică a magnetitului este

$$Fe_3O_4 + CuFeS_2 + Cu_5Fe.S_4 + SiO_2$$

Frecvent apar în cristalele de magnetit cristalele de magnetit fiind substituite de calcopirită şi bornit.

Cu privire la frecvenţa pe verticală a principalelor minerale cuprifere, relatăm că :

Calcopirita atît la orizonturile superioare (0 ; —30 ; —60) cît şi la nivelurile inferioare, explorate prin lucrările de foraj, se menţine ca principalul mineral cuprifer. Concentraţiile mai puternice, atît ale calcopiritei cît şi ale celorlalte minerale cuprifere, sînt în strînsă legătură cu zonele de silicifiere ale andezitului.

Bornitul se găseşte în părţile superioare în procentaje reduse faţă de calcopirită, iar în partea centrală a zăcămîntului, împreună cu calcopirita, formează zone de concentrare în cupru.

Analiza spectografică a minereurilor cuprifere brute a pus în evidenţă următoarele elemente :

A. *Elemente asociate cu mineralele constitutive* ale andezitului :
1) titanul provine din ilmenit ;
2) vanadiul este inclus în reţeaua magnetitului ;
3) beriliul — în plagioclazi ;
4) cromul — în magnetit şi urme de cromit.
B. *Elemente legate de hidrotermalism :*
1) argintul — inclus în reţeaua calcopiritei ;
2) staniul — inclus în calcopirită ;
3) molibdenul — sub formă de molibdenit diseminat ;
4) nichelul — în pirită ;
5) cobaltul — inclus în reţeaua piritei şi calcopiritei.

Privitor la elementele rare specifice molibdenului (în speţă rheniul), din pricina liniilor în spectru ale fierului şi nichelului, care maschează liniile spectrale ale elementelor rare, nu s-a putut constata prezenţa lor.

Zona cu molibdenit

Molibdenitul (MoS_2) s-a pus în evidenţă pentru prima dată la nivelul orizontului —60, însoţit de calcopirită, pirită şi baritină, descris deja de ing. Caius Superceanu (Revista Minelor nr. 3/1957).

Mineralizaţia este constituită din calcopirită, bornit, incidental calcozină şi blendă, oligist, magnetit, molibdenit.

Calcopirita ($FeCuS_2$) apare în cantităţi mici (0,05—2%) sub formă de plaje allotriomorfe de dimensiuni 0,05—0,1 mm, cu incluziuni de bornit eutectic şi uneori asociată cu magnetită, pe care o corodează. Sporadic, în masa de calcopirită se observă fine incluziuni granulare de blendă.

De asemenea se pot cita cazuri de substituţie a magnetitului şi chiar oligistului prin calcopirită. Cu totul întîmplător calcopirita mai apare asociată cu calcozina.

Bornitul, sub formă de urme sau în proporţii reduse (circa 0,2%), se prezintă în benzi şi plaje de 0,05—0,2 mm, intim asociat cu calcopirita, cu care formează structuri eutectice.

Magnetitul formează mineralul accesoriu al andezitului cuprifer. Se prezintă în granule de 0,1—0,4 mm, frecvent martitizate şi corodate de calcopirită ; reamintim cazurile dese de substituire a magnetitului prin calcopirită.

Oligistul, în formă de plăci idiomorfe sub 0,01—0,03 mm ; de asemenea, sub formă de incluziuni lamelare în mici plaje de calcopirită ; frecvent depuneri orientate de lamele de oligist în cuarţ ; cirstale mari numeroase de oligist cu zone centrale de muşchetovitizare.

Molibdenitul macroscopic se prezintă sub formă de agregate de cristale tubulare ondulate, paiete şi solzişori, plaje fine şi membrane submilimetrice şi vinişoare milimetrice pe fisurile rocii silicifiate.

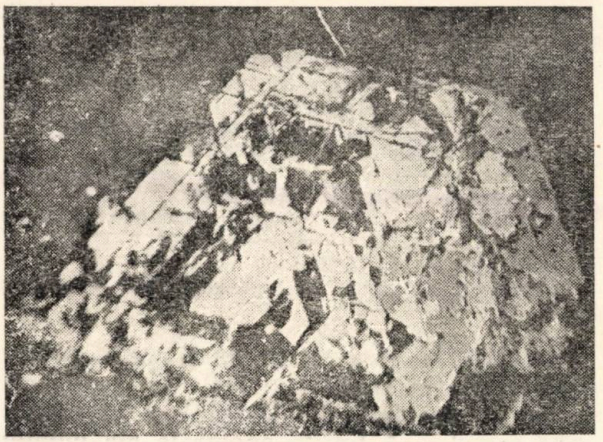


Fig. 6. Cristal idiomorf de magnetit, cu zone de martitizare după (111).
(Mărire 100 x)

Fig. 7. Cristale de molibdenit (alb) pe fisura andezitului.
(Mărire 50 x)

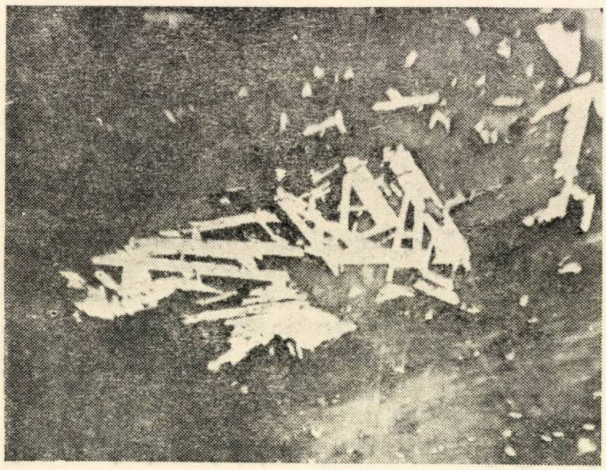


Fig. 8. Agregat de cristale lamelare de oligist în masa cuarţoasă.
(Mărire 250 x)

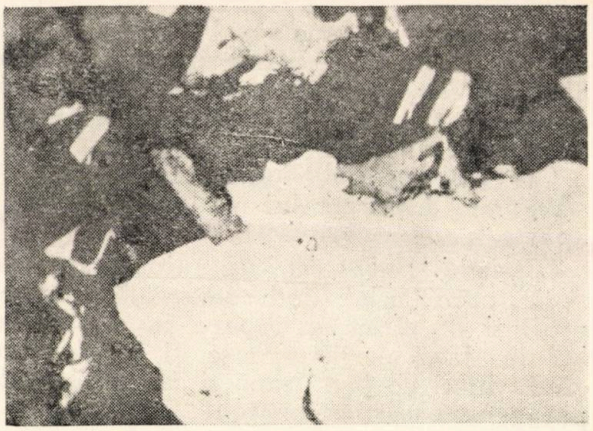


Fig. 9. Plajă de calcopirită (alb) bordată de lamele de molibdenit (cenuşiu).
(Mărire 100 x)

Fig. 10. Lamele de molibdenit (cenuşii) izolate sau bordînd plaje de calcopirită (alb).
(Mărire 100 x)

Fig. 11. Filonaş de molibdenit în gangă de cuarţ.
(Mărire 100 x)

Microscopic, molibdenitul apare în paiete şi pelicule fine de solzi sub 0,05 mm, fără a fi asociat paragenetic cu alte minerale, în filonaşe sau bordînd plaje de calcopirită (fig. 7, 9, 10, 11).

Sub lupa binoculară, molibdenitul se evidenţiază în aglomeraţii şi cîmpuri („sineală") foarte fine de foiţe şi cuaţ hidrotermal şi uneori de caolin de-a lungul fisurilor. Cîmpurile cu molibdenit ating valori de 4×5 mm.

Prezenţa caolinului pe care se observă frecvente depuneri de molibdenit imprimă zonei un caracter friabil, de unde şi dificultatea lustruirii în secţiuni.

Mineralele care însoţesc obişnuit molibdenitul sînt oligistul, calcopirita şi cuarţul, fără a se putea însă vorbi propriu-zis de o asociaţie strînsă. Se poate spune că molibdenitul este într-o ambianţă cu oligistul, calcopirita, cuarţul şi caolinul, fără a fi direct asociat cu acestea, deşi uneori molibdenitul apare în cuiburi depuse pe plăcile de oligist, între aceste plăci sau bordînd cristalele de calcopirită.

Cu privire la factura zonei mineralizate cu molibden, se constată următoarele :

Pe o porţiune de cîteva zeci de metri deasupra acestei zone, andezitul este slab fisurat, plagioclazii bordaţi de o coroană opacizată, uşor sericitizaţi şi caolinizaţi, amfibolii parţial sfărîmaţi, cloritizaţi, pe planele de clivaj depunîndu-se o pulbere de minerale opace. Mineralizaţia este difuză în masa fundamentală a rocii : predomină magnetita uşor martitizată ; oligistul apare în cantităţi mici, sporadic, calcopirita.

În zona propriu-zisă cu molibdenit, în porţiunea superioară a acesteia, plagioclazii sînt slab alteraţi, iar pasta uşor silicifiată.

De-a lungul liniilor de fisuraţie se observă insinuarea unor filme de clorit, pulberi de caolin şi minerale opace.

În porţiunea inferioară a zonei cu molibden, roca este puternic fracturată şi brecifiată, suferind procese puternice de silicifiere ; plagioclazii sînt şagrinaţi (planele de maclă deplasate).

Se remarcă tendinţa generală de aglomerare a mineralelor opace în jurul cristatelor sau chiar în masa fenocristalelor de hornblendă alterată.

Ca minerale metalifere s-au pus în evidenţă : magnetita, în procentaj mai ridicat în special în partea superioară a zonei ; mai jos creşte relativ frecvenţa calcopiritei şi bornitului (rar covelină), diseminate de obicei în masa microlitică a rocii şi infiltrate pe fisuri.

În partea inferioară a zonei, pe fisurile care se îndesesc, apare oligistul şi pirita, asociate cu calcopirita şi bornitul, acestea din urmă iarăşi în descreştere cantitativă. Frecvenţa oligistului (venit pe fisuri) creşte evident cu adîncimea.

În această porţiune, magnetita este puternic sfărîmată şi martitizată.

Ieşind din zona cu molibdenit, în adîncime, andezitul continuă să fie silicifiat, elementele mafice alterate şi sfărîmate, punîndu-se în evidenţă cuiburi de calcită asociată cu minerale opace (calcita nu provine din descompunerea altor minerale).

Pe fisuri şi în masa rocii apare calcopirita în cantităţi mari, în parageneză ordinară de calcopirită+oligist. După cum am mai spus la descrierea molibdenitului, în zona de apariţie a acestuia, molibdenitul apare într-o ambianţă cu oligistul, calcopirita, cuarţul şi caolinul, fără a se putea însă vorbi de o asociaţie paragenetică.

Geneza zăcămîntului

După datele pe care le deţinem pînă în prezent asupra geologiei zăcămîntului cuprifer, se pare că andezitele de la Deva provin dintr-un lacolit ridicat lent spre suprafaţă, oprindu-se ca subvulcan fără a străbate sedimentele cretatice.

Ulterior, eroziunea a scos în evidenţă de sub aceste depozite eruptivul andezitic în care este cantonat zăcămîntul cuprifer.

Sistemul de fisuri prin mineralizarea cărora a rezultat caracterul de volbură a zăcămîntului s-a născut în urma contracţiilor în legătură cu răcirea magmei şi datorită contracţiei andezitului din cauza solcitărilor tectonice.

Din studiul microscopic al minereurilor reiese că în prima fază au avut loc procesele de silicifiere, urmate apoi de depunerea sulfurilor primare de cupru, în special a calcopiritei şi bornitului. Depunerea silicei a fost continuă, iar în faza ultimă de mineralizare s-a depus parageneza pirită-oligist. Această ultimă parageneză trădează un mediu oxidant, marcînd în acelaşi timp epuizarea cuprului din soluţiile mineralizante.

În tot cazul, calcopirita, bornitul, cuarţul şi oligistul s-au depus într-un interval lung, pe toată durata de formare a mineralizaţiei.

Molibdenitul aparţine unei generaţii ultime de mineralizare, depunîndu-se în urma tuturor mineralelor metalice.

Din studiul corelaţiilor paragenetice ale calcopiritei, bornitului şi molibdenitului, deducem o origine mezotermală a zăcămîntului cuprifer, urmată în zona de oxidaţie de procese epigene, care au dus la formarea caolinului, bornitului descendent, covelinei şi calcozinei descendente, azuritului, malachitului, cuprului nativ etc.

În ultimă analiză, ne găsim în faţa unui tip de zăcămînt de diseminaţie asemănător unor zăcăminte din U.R.S.S., S.U.A., Mexic, Chile etc.

Astfel, în U.R.S.S. putem cita zăcămîntul de sulfuri de cupru şi molibden din Pirdoudan (regiunea Kadjaransk), cantonat în monozonite, apoi zăcămintele din Almalik Boşecul, Kounrad etc.

În S.U.A.: zăcămîntul de la Climax, în care mineralizaţia hidrotermală este legată de intruziunea terţiară de monzonite.

În Mexic se scoate molibden din mina Cananea, ca subprodus al cuprului etc.

Concluzii

Mineralizaţia zăcămîntului cuprifer Deva — de tip volbură — este de origine mezotermală.

Sistemul de fisuri, a căror orientare nu a fost încă studiată, se datoreşte unei fisuraţii în legătură cu eforturile născute din cauza răcirii şi torsiunii tectonice, acest sistem de fisuri fiind lărgit ulterior prin acţiunea soluţiilor hidrotermale ascendente.

Soluţiile hidrotermale au provenit dintr-un bazin magmatic în curs de cristalizare. După toate probabilităţile, bazinul magmatic poartă o creastă dirijată în lungul Pintenului de Brănişca şi el face legătură între bazinele magmatice din zona Ruşchiţa şi cele din Munţii Apuseni.

În prima fază au avut loc puternice silicifieri, urmate de precipitarea sulfurilor primare de fier şi cupru (calcopirită şi bornit). În faza de încheiere a mineralizării s-au depus pirita şi oligistul.

Molibdenitul, după toate probabilităţile, s-a depus în urma tuturor mineralelor metalice.

Zona cu molibdenit, a cărei grosime atinge peste 20 m, în parte fracturată şi brecifiată, afectată de silicifieri şi caolinizări, constituie în adevăr un mediu acid propice pentru depunerea molibdenitului.

Dacă se ţine cont că apariţia molibdenului este în directă legătură cu intrusiunile granodioritice, zăcămîntul găsindu-se în general la circa 500—1 000 m de vatra magmatică, atunci este probabil că din zona cu molibdenit, la cîteva sute metri în adîncime, să se intercepteze bazinul intrusiv, generator al mineralizaţiei molibdenifere. În adîncime considerăm posibilitatea existenţei unei zone mai bogate, acesteia putînd să-i succeadă alte mineralizaţii, localizate în apropierea vetrei magmatice.

În directă legătură cu molibdenul, rămîne deschisă posibilitatea găsirii elementelor rare (rheniu, mazuriu).

Din toate aceste considerente reiese necesitatea unor foraje de mare adîncime care, pe lîngă faptul că vor facilita descifrarea

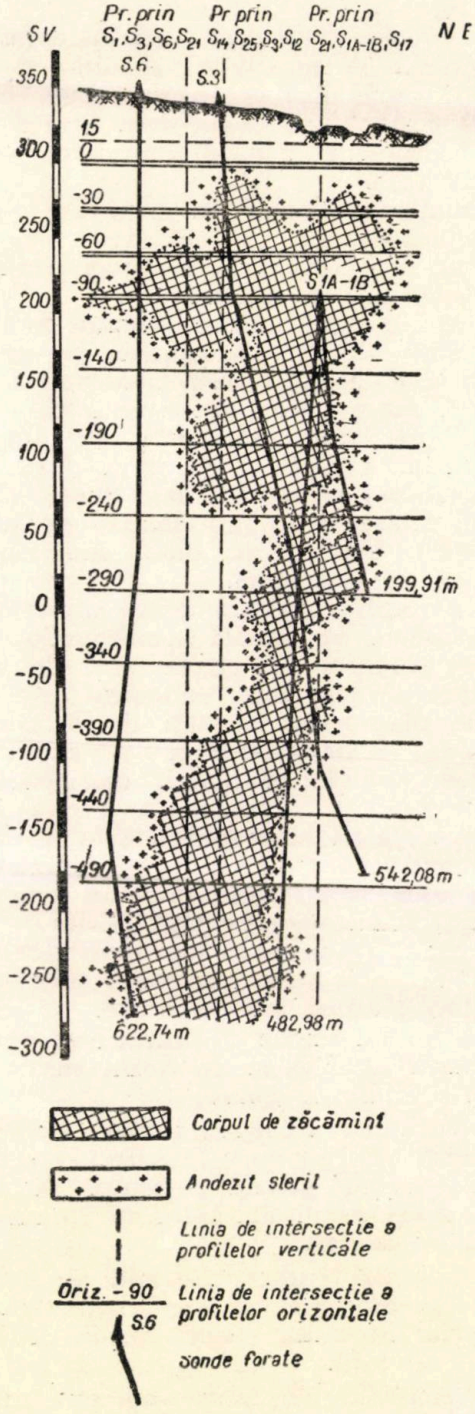


Fig. 12. Profil vertical prin corpul de zăcămînt Deva.

structurii geologice a zăcămîntului, vor aduce date noi cu privire la evoluţia mineralizaţiei în adîncime.

În încheiere, considerăm că mineralizaţia de molibden de la Deva nu este simptoma-

tică, ci se axează pe o zonă metalogenetică de molibden, zonă generată de seria banatitelor, care se înşiră pe un alineament aproximativ nord-sud, începînd din masivul Vlădeasa, Munţii Drocea, vest Poaina Ruscă — Bocşa Montană — Ocna de Fier — Dognecea — Sasca — Moldova Nouă, la noi în ţară, şi care se continuă peste Dunăre prin masivul Streno-Gorie, prelungindu-se pînă spre Sofia. În sprijinul acestei păreri citäm ivirile de molibden cunoscute, axate pe alineamentul suscitat, de la nord la sud : Băiţa-Bihor, Deva, Săvîrşin, Cerbia, Mina Clementis (lîngă Oraviţa), Ciclova-Montană şi Sasca Montană, iar în Iugoslavia Surdulitza (în extremitatea de sud-est, la graniţa cu R. P. Bulgaria).

BIBLIOGRAFIE

[1] Ghiţulescu T., Socolescu M.: Anuarul Inst. Geologic al Rom. 1940, nr. XX.

[2] Gheorghiu C.: *Studiul geologic al V. Mureşului între Deva şi Dobra* (Anuarul Com. Geologic, vol. XXVIII).

[3] Mircea Ilie D.: *Les brèches à elements éruptifs des Monts Métallifères.* Extrait des „Comptes rendus des séances de l'Acad. des Sciences de Roumanie", Tome II, nr. 3, 1938.

[4] Lucca V.: *Raport geologico-minier asupra zăcămîntului de cupru din Deva* (1952).

[5] * * * *Note preliminare asupra apariţiei de molibdenită în zăcămîntul de cupru de la Deva.* (Comunicare în cadrul şedinţelor Filialei Cluj, Acad. R.P.R., oct. 1957).

[6] Superceanu Caius: *Studiu calcografic asupra mineralizaţiei cuprifere de la Deva.* Rev. Minelor nr. 3, 1958.

[7] Fersman A. F.: *Opere alese,* vol. II, pag. 703.

[8] Goldschmidt V. M.: *Geochimia.*

[9] Raguin E.: *Géologie des Gîtes Minéraux.*

[10] Bateman A.: *Formarea depozitelor de minerale.*

[11] Petrulian N.: *Zăcăminte de minerale utile* (Man. Ing. Mine, vol. I).

[12] Maliuga D. P.: *Aplicarea metodelor biochimice la prospecţiunea şi explorarea zăcămintelor de cupru — molibden* — Revista Prospecţiunea şi Protecţia Subsolului nr. 1, 1959, l. rusă).

[13] Nikonova L.: *Probleme despre forma de identificare a molibdenitului în minereurile oxidate. Publ.* în „Zapiski Vsesoiuznogo mineralogiceskogo obscestva" nr. 3, 1956.

[14] Cîţu Liviu: *Raportul lucrărilor geologice, sectorul Deva,* 1957.

[15] Cîţu Liviu: *Raportul lucrărilor geologice, sectorul Deva,* 1958.

[16] Popescu Angela: *Raportul lucrărilor geologice,* sectorul Deva, 1959.

CZ. 622.22.5

Concluzii tehnice, organizatorice și economice din practica săpării lucrărilor miniere de deschidere și pregătire

Cand. șt. tehn. ing. PETRU VLAD, ing. GABRIEL F. POPESCU și ing. AUREL JUDE

În Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R., între sarcinile care sînt traste sectorului minier, intensificarea ritmului de săpare al lucrărilor miniere de deschidere și pregătire figurează ca una din măsurile principale ce trebuie să fie în preocuparea lucrătorilor acestui sector. Aceasta este în strînsă legătură cu obiectivul de creștere în proporții însemnate a producției în planul de șase ani de peste 4 milioane tone minereuri complexe și cuprifere — ceea ce implică o creștere corespunzătoare a bazei materiale.

Pe această linie, problema realizării unor viteze mai mari de înaintare în lucrările miniere de deschidere și pregătire își păstrează o continuă actualitate, rămînînd una din principalele preocupări ale colectivelor de ingineri și tehnicieni minieri.

În bazinul minier Baia Mare urmează ca în cadrul sarcinilor de lărgire a bazei materiale de minereuri pentru dezvoltarea metalurgiei neferoase să se exploreze noi zăcăminte, să se continue explorarea în extindere a celor existente, să se construiască mine noi și să se amplifice capacitatea de producție a celor în funcțiune. Toate acestea reclamă metraje apreciabile de lucrări miniere orizontale, pe înclinare și verticale, ce trebuie efectuate în termene strînse.

Bazat pe Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R., Trustul minier Baia Mare își propune ca în următorii doi-trei ani să crească gradul de asigurare cu rezerve a fiecărei exploatări la 20—30 ani, față de producția actuală și să se mențină acest grad de asigurare în fiecare etapă de dezvoltare a producției. Creșterea gradului de asigurare cu rezerve a exploatărilor miniere la 20—30 ani are o însemnătate deosebită pentru sistematizarea și dezvoltarea exploatărilor, în vederea îmbunătățirii indicilor tehnico-economici și sporirii gradului de rentabilitate al exploatărilor.

Avînd în vedere caracterul filonian al zăcămintelor din bazinul minier Baia Mare și distanța dintre filoane sau grupuri de filoane, trebuie programate lucrări de deschidere de lungimi mari, care reclamă un timp de execuție de 1—3 ani. Ținînd seama de continuitatea activității în aceste fronturi de lucru și de termenul relativ scurt pentru atingerea obiectivului urmărit, este necesară luarea unor măsuri tehnice și organizatorice care să ducă la creșterea vitezelor medii de execuție a lucrărilor miniere de deschidere. Numai prin creșterea vitezelor medii de execuție a galeriilor și suitorilor pe întreaga mină și la toate exploatările, se va realiza sarcina de creștere a rezervelor de minereu în ritmul propus. Obținerea de viteze record izolate nu este în măsură să satisfacă sarcina amintită : ele pot grăbi interceptarea unui filon, executarea unei legături între două puțuri etc., dar nu pot duce la creșterea masivă a rezervelor deschise și a gradului de asigurare într-un timp scurt. Pentru aceasta, singura cale posibilă este creșterea vitezelor medii de execuție a lucrărilor miniere de deschidere.

★

Pentru condițiile specifice ale bazinului minier Baia Mare, însemnătatea înaintării rapide a galeriilor poate fi concretizată sub următoarele aspecte :

— Se realizează într-un timp mai scurt cunoașterea parametrilor geologici ai unor zăcăminte noi sau comportarea în extindere a celor existente, mărindu-se astfel gradul de cunoaștere al acestora.

— Se realizează într-un timp mai scurt legarea zăcămintelor sau porțiunilor de zăcămînt destinate a intra în producție, cu suprafața sau cu un orizont de bază existent, permițîndu-se astfel ca prin grăbirea lucrărilor de deschidere să se asigure crearea noilor capacități de producție prevăzute.

— Se realizează asigurarea coeficientului de avansare a pregătirilor sau, în terminologia curentă, a indicelui de normalitate a rezervelor pregătite ; prin aceasta se consolidează, tehnic, baza materială de producție a minei.

— Se realizează într-un timp mai scurt rezolvarea unor probleme de bază ale principalelor mine existente și aducerea acestora la o situație normală, prin îmbunătățirea aerajului minei și crearea unor noi căi de legătură și transport mai convenabile.

— Se obțin avantaje organizatorice și ca atare efecte economice mai favorabile, ținînd seama de posibilitățile de concentrare a punctelor de atac aflate simultan în lucru.

— Se obțin indici mai buni și randamente mai mari, ceea ce influențează favorabil o corelație justă între principalii indici de plan ai exploatării.

— Se obține reducerea prețului de cost pe metru de galerie realizată, ceea ce conduce la economii față de devizul lucrării, în cazul că aceasta se execută din fonduri de investiții, respectiv conduce la reducerea prețului de cost al extracției producției curente, intrucît volumul lucrărilor de pregătire intră cu o pondere importantă în volumul total al lucrărilor de excavare din subteran. În plus, reducerea prețului de cost al săpării lucrărilor de investiții influențează favorabil prețul de cost al producției viitoare, prin cotele de amortisment mai reduse ce vor reveni pe o tonă extrasă.

★

O examinare retrospectivă asupra realizărilor de înaintări rapide în bazinul minier Baia Mare, ne permite să conchidem că în întreaga perioadă de la naționalizare și pînă în prezent evoluția acestora a prezentat o permanentă dinamică crescîndă a rezultatelor și că ele sînt, în general, superioare rezultatelor din anii antebelici. Cazurile de înaintări rapide sînt însă relativ reduse în raport cu numărul total al fronturilor active în perioadele considerate. O situație rezumativă rezultă din datele din tabela 1, precum și din graficul pe care îl prezentăm în fig. 1,

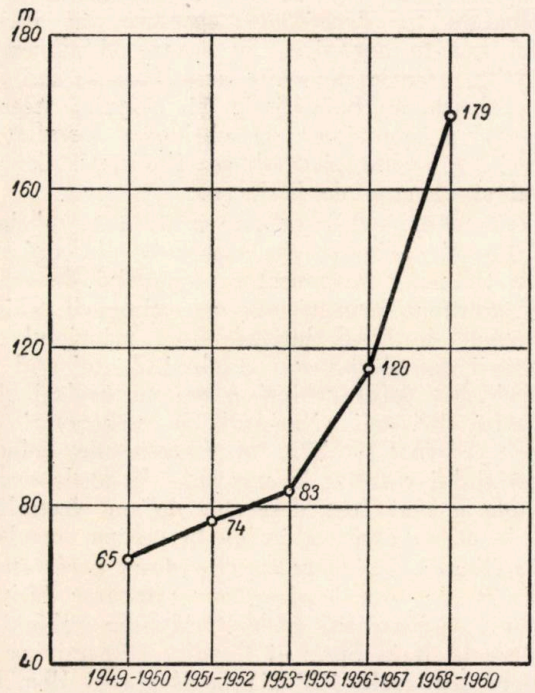


Fig. 1. Dinamica mediei vitezelor la înaintările rapide realizate în regiunea Baia Mare între 1949—1960.

întocmite pe baza materialului documentar de care s-a dispus.

Din acest material rezultă că în anul 1957 s-au marcat primele începuturi promițătoare în direcția măririi vitezelor de înaintare, obținîndu-se înaintări de vîrf care au depășit 100 m/lună. Perioada următoare (anii 1958—1960) s-a caracterizat prin numeroase rezultate pozitive pe linia

Tabela 1

Perioada	Numărul înaintărilor rapide	Viteze limită realizare, m/lună	Viteza medie înaintărilor rapide, m/lună
1949—1950	6	50,7—100,0	65
1951—1952	5	60,0— 85,6	74
1953—1955	4	70,1—112,0	83
1956—1957	4	108,0—122,4	112
1958—1960	6	132,0—225,6	179

Notă: La întocmirea situației pentru anii 1958—1960 s-au exclus înaintările cuprinse între 80 și 130 m/lună, realizate îndeosebi în anul 1960.

producției și a indicilor tehnico-economici, printre care mărirea în continuare a vitezelor medii și obținerea de remarcabile înaintări rapide, cu metraje lunare cuprinse între 150 și 225 m/lună și cu productivități de excavare între 1,05 și 2,84 m³/post.

În anii 1958—1960, la săparea accelerată a galeriilor la minele din bazinul minier Baia Mare, s-au realizat performanțele arătate în tabela 2, unde sînt redate în succesiunea lor cronologică.

Tabela 2

Nr. crt.	Exploatarea	Galeria	Înaintarea realizată, m/lună.
1	Ilba	Transversala Aluniș	132,0
2	Baia Sprie	Dir. în steril or. XI	150,7
3	Herja	Direcționala fil. II	157,0
4	Baia Sprie	Transversala oriz. XII vest	218,9
5	Capnic	Direcționala fil. Iosif	190,8
6	Ilba	Galeria Duma (steril + filon)	225,6

Înaintarea de 225,6 m/lună realizată de șantierul întreprinderii de explorări „Baia Mare" la mina Ilba, în octombrie 1959, reprezintă vîrful atins pînă în prezent în regiunea noastră.

Toate cele șase înaintări menționate au fost stabilite luîndu-se în considerare interesele exploatărilor respective cu privire la accelerarea deschiderii și pregătirii rezervelor sau ameliorarea unor condiții de aeraj și transport.

Semnalăm, în primul rînd, că aceste galerii au fost în general săpate în condiții grele din punct de vedere al aerajului și al durității mari a rocilor străbătute (tabela 3). La unele lucrări, sînt de semnalat și greutățile legate de temperatura ridicată a locurilor de lucru (Baia Sprie), iar la altele au intervenit greutăți de deservire a unor șantiere izolate (Ilba). La exploatările Herja și Capnic s-au mai adăugat greutățile de acces, întrucît galeriile au fost săpate în orizonturi intermediare.

La galeriile care au fost săpate pe filon (Herja, Capnic, Ilba) au intervenit dificultăți și din

cauză că în masa filoniană erau incluse adeseori numeroase geode mici care împiedecau perforarea. În unele cazuri, filonul s-a ramificat în timpul urmăririi direcționale, în mai multe ramuri și apofize secundare, incluzînd între ele intercalații de steril cu grosimi variabile, din care cauză determinarea ramurii principale a necesitat destul timp, frînînd oarecum ritmul execuției.

Tabela 3

Condițiile de lucru ale înaintărilor rapide executate între anii 1958—1960

Nr. crt.	Mina	Profil de săpare	Categoria de duritate (Decizia 33/1951)	Viteza medie de perforare, cm/min	Natura rocii străbătute	Acces la puț
1	Ilba	3,24	II	8— 9	andezit	(galerie de coastă)
2	Baia Sprie	7,09	II	7— 8	andezit	direct
3	Herja	3,87	I-II	4— 7	filon complex de 0,4—1,5 m grosime	indirect
4	Baia Sprie	5,30	I	3— 4	andezit	direct
5	Capnic	4,40	I	1— 3	filon complex de 0,7—2,0 m grosime	indirect
6	Ilba	5,44	II	8—11	steril = 104 m filon = 121,6 m	(galeria de coastă)

Ținînd seama de condițiile specifice existente, pe baza experienței cîștigate succesiv, a fost necesar să se acorde o atenție cu totul deosebită, atît în prealabil cît și pe parcurs, organizării lucrărilor. În felul acesta s-a putut scoate din nou la iveală rezervele interne de a se obține, chiar în condițiile unei înzestrări tehnice relativ simple, însă printr-o organizare corespunzătoare, realizări la un nivel mult sporit față de avansările medii obișnuite.

Amănunte asupra organizării lucrărilor și a altor măsuri tehnico-organizatorice privind realizările obținute la săparea galeriilor rapide menționate au fost redate pe larg cu alt prilej în Revista Minelor. Considerăm că din aceste detalii trebuie să subliniem pe scurt cîteva aspecte.

În ce privește stabilirea schimburilor și durata ciclurilor, inițial lucrul a fost organizat în trei schimburi pe zi, de cîte opt ore, durata ciclului corespunzînd cu durata schimbului. Ulterior, s-au căutat posibilități de îmbunătățire a planogramelor de lucrări, pentru a se permite executarea unui număr mai mare de cicluri pe zi, trecîndu-se la organizare în patru schimburi de cîte șase ore fiecare, corespunzînd fiecărui schimb cîte un ciclu. S-a experimentat și organizarea lucrului pe trei schimburi de cîte opt ore, cu programarea a cîte două cicluri pentru fiecare schimb.

La cele trei înaintări rapide, care au înregistrat viteze de ordinul a 200 m/lună, ținîndu-se seama de experiența cîștigată cu înaintările rapide anterioare, brigada a fost împărțită în patru echipe, fiecare echipă lucrînd cîte patru ore, respectiv executînd cîte un ciclu. După efectuarea ciclului de 4 ore, echipa ieșea din mină, revenind la lucru după 12 ore de odihnă. În acest mod, rezultă că o echipă făcea într-o zi două cicluri (adică opt ore în două reprize), iar în ziua următoare numai un ciclu (adică patru ore), ceea ce reprezintă pentru cele două zile o medie de 6 ore lucrate în 24 ore (fig. 2).

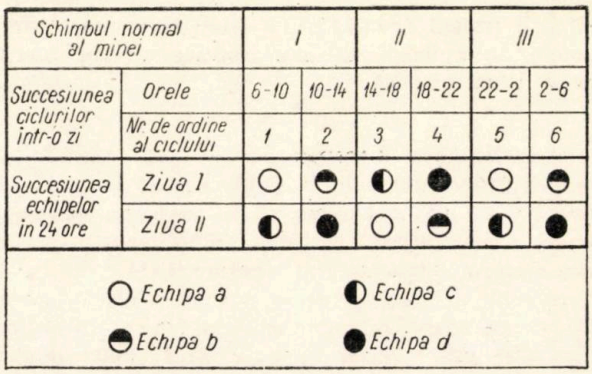


Fig. 2. Schema de organizare a lucrului la înaintările rapide efectuate la minele Baia Sprie (218,9 m/lună), Capnic (190,8 m/lună) și Ilba (225,6 m/lună).

Odihna echipelor a fost asigurată de către exploatare în dormitoare speciale, în incinta minei sau în apropiere, cu cazare și alimentare îngrijită, atenție deosebită acordîndu-se mai ales la exploatările Baia Sprie și Capnic. Această măsură a contribuit la obținerea rezultatelor superioare, neînregistrîndu-se fluctuații de personal și absențe de la lucru.

Compunerea echipelor este arătată în tabela 4. În general, brigada era compusă din trei sau patru echipe, corespunzător numărului de schimburi prevăzut prin ciclogramă. Membrii echipei, în număr de 3—6, lucrînd după principiul specializării complexe, erau conduși de minerul șef de echipă; șeful echipei *a* era în același timp și șeful brigăzii. Numărul de vagonetari din echipă a fost stabilit în funcție de volumul materialului rezultat la excavare. În unele cazuri, brigada a mai fost deservită de un electrolăcătuș de mină, care s-a inclus în echipa complexă.

Perforarea s-a făcut cu cîte două perforatoare în front, de tipurile alese corespunzător durității rocilor, perforatoare grele (OM-506, OM-508 și CP-29) la Baia Sprie și Capnic, respectiv perforatoare semigrele (CP-23) la Herja și Ilba. Brigăzile dispuneau și de perforatoare de rezervă. Perforatoarele erau susținute pe coloane pneumatice. Pentru asigurarea aerului comprimat în front (la presiunea de 5,5 at) au fost luate măsuri speciale.

Perforarea găurilor s-a făcut, în general, cu sfredele armate monobloc, avînd floarea în daltă

simplă. Armarea sfredelelor s-a făcut cu plăcuțe de carbură de wolfram de marca VK-11 sau echivalentă, de fabricație sovietică, germană sau coreeană. Găurile au fost perforate după schemele cu sîmbure pană sau sîmbure conic, însă la înaintările în filon (Capnic, Herja, Ilba)

Tabela 4

Compunerea brigăzilor și alți indicatori organizatorici la înaintările rapide realizate în bazinul minier Baia Mare în anii 1958—1960

Nr. crt.	Indicatori	Ilba 132,0 m/lună	Baia Sprie m/lună	Herja 157,0 m/lună	Baia Sprie 218,9 m/lună	Capnic 190,8 m/lună	Ilba 225,6 m/lună
1	Numărul echipelor din brigadă	3	4	3	4	4	4
2	Numărul membrilor din echipă	3	5	6	6	7	4
3	Numărul total al muncitorilor din brigadă	9	20	19*	24	28	16
4	Compunerea unei echipe :						
	a) mineri	1	2	2	2	2	1
	b) ajutori minieri	1	1	1	1	1	1
	c) vagonetari	1	2	3	3	4	2
5	Numărul zilelor de lucru	27	31	27	31	31	31
6	Numărul schimburilor pe zi	3	4	3	6	6	6
7	Durata medie a schimburilor (ore)	8	6	8	6**	6**	6**
8	Durata planificată a unui ciclu (ore)	4	6	4	4	4	4

* Se include și un electrolăcătuș de mină.
** Conform graficului din fig. 2 într-o zi se realizau de către o echipă două schimburi a cîte 4 ore, total 8 ore, iar în ziua următoare se realiza de către această echipă numai un schimb de 4 ore, în medie revine o durată medie de 6 ore unui schimb.

schemele nu au putut avea un caracter prea rigid, trebuind uneori să fie adaptate variației locale a umpluturii filoniene. Numărul de găuri perforate într-un ciclu a fost de 22—24 ; la ultima realizare de la Ilba, numărul găurilor a fost de 16—17 pentru frontul de 3,87 m^2. Lungimea medie a găurilor a fost de 1,24—1,31 m, iar la Ilba de 1,7 m. Perforarea s-a executat exclusiv cu injecție de apă, alimentarea făcîndu-se de la conductele din rețeaua de apă industrială a sectorului sau din cazane speciale transportabile.

Explodarea găurilor s-a făcut pe cale electrică, cu explozoare de tip mediu sau cu racorduri la rețea, excepție făcînd înaintările rapide săpate de întreprinderea de explorări la Ilba, unde aprinderea s-a făcut cu fitile Bickford. Consumurile de exploziv au fost în genere mai mari decît prevederile normelor de deviz pentru lucrările miniere, ceea ce se explică prin necesitatea de a evita ratarea atacului, și de a se obține o granulație mai corespunzătoare pentru folosirea mașinei de încărcat, unde a fost cazul.

Încărcarea materialului s-a efectuat manual la înaintările de la Ilba, Herja și Capnic. La cele două înaintări rapide de la Baia Sprie, încărcarea s-a făcut mecanizat, folosindu-se mașina de încărcat sovietică PML-5, la front fiind și o mașină UNIO de rezervă, care a fost folosită temporar. Menționăm că mașina sovietică tip PML-5 a dat mai bune rezultate.

Distanța de transport nu a depășit 250 m, vagonetele fiind transportate manual, din front pînă la dublele amenajate provizoriu (Baia Sprie) sau pînă la rostogolurile colectoare, unde erau culbutate (Capnic, Herja) ; la înaintarea rapidă de la Ilba, vagonetele de 0,6 m^3 erau scoase de echipă pînă la suprafață, la haldă.

Aerajul a constituit o problemă a cărei rezolvare a fost destul de dificilă. Totuși s-a putut realiza un aeraj local, în genere satisfăcător, cu tuburi de aeraj din tablă zincată, folosindu-se ventilatoare tubulare, distanțate la cca. 100 m. Menționăm că după intrarea echipei în front, materialul înainte de încărcare, era intens stropit cu apă, pentru îndepărtarea prafului.

Organizarea aprovizionării cu materiale a constituit o preocupare atît înainte de începerea lucrărilor, cît și pe parcurs. Locurile de muncă au fost asigurate cu materialele importante (sfredele, șine, traverse, burlane, conducte, materiale mărunte de c.f., explozivi etc.) încă înainte de începerea lucrărilor, în cantitățile necesare întregului volum de executat. Echipele au fost dotate, de asemenea, cu sculele auxiliare necesare perforării, încărcării, montării căii ferate și a rețelelor de conducte, organizîndu-se în mod special, în apropierea locului de muncă depozite de mînă (cămări). Au fost amenajate, de asemenea, la mai toate cazurile citate puncte speciale în apropiere, pentru întreținerea, revizia și eventualele intervenții la perforatoare, deservite pe fiecare schimb de către un electrolăcătuș de mină. La aceste puncte erau păstrate și perforatoarele de rezervă, împreună cu coloanele pneumatice aferente, precum și piese de schimb și fitingării.

Echipele au fost instruite amănunțit în prealabil asupra organizării preconizate și asupra sarcinilor ce revin fiecărui membru. Componenții echipei au fost selecționați dintre minerii cei mai calificați pentru lucrări de înaintare.

Asistența tehnică s-a asigurat în mod special, numindu-se cîte un responsabil pe fiecare schimb, în persoana unui tehnician sau maistru miner cu mare experiență, însărcinat exclusiv cu înaintarea (fără alte obligații de supraveghere în sector).

★

În aceste condiții, au fost obținuți o serie de indici tehnici și tehnico-economici, care sînt redați comparativ în graficele din figurile 3, 4, 5 și 6.

Calculele economice făcute au arătat că prețul de cost pe metru săpat este influențat favorabil de creșterea vitezei lunare de înaintare [5].

Astfel, ponderea în structura prețului de cost unitar al cheltuielilor de regie, al căror volum total se poate considera constant, scade aproxi-

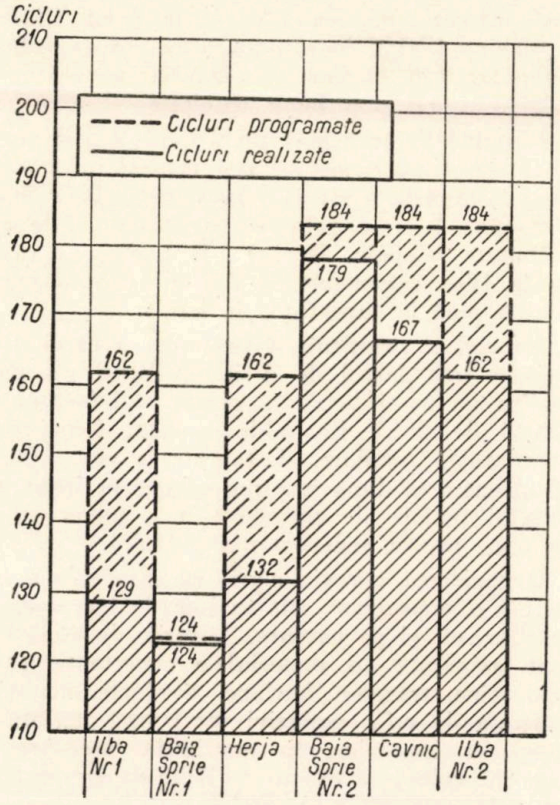


Fig. 3. Situația ciclicității la înaintările rapide efectuate în regiunea Baia Mare (1958—1960).

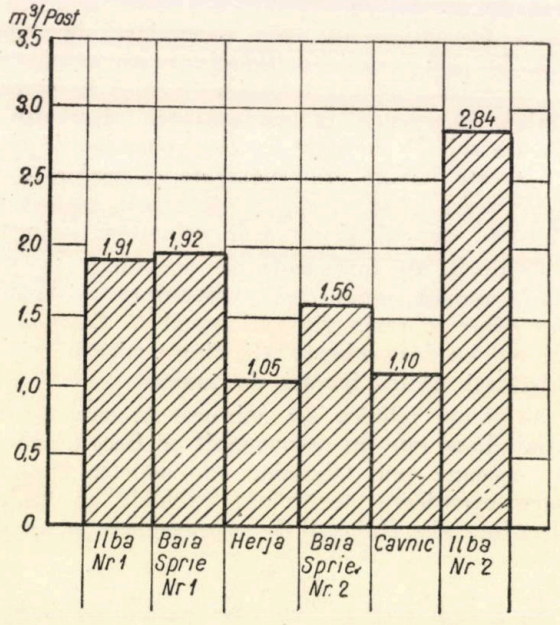


Fig. 4. Comparație între indicii de productivitate a excavării obținuți la înaintările rapide din 1958—1960.

mativ de 4 ori în cazul unei viteze de cca. 200 m, față de cazul unei viteze de cca. 40 m/lună. Calculele s-au făcut pe baza normelor de deviz pentru lucrări de construcții miniere, rezultînd că în cazul vitezelor lunare de ordinul a 200 m, prețul de cost unitar scade cu 30—45% față de prețul de cost în ipoteza unei viteze de 40 m/lună luată ca bază de comparație.

★

Experiența cîștigată pînă în prezent în săparea înaintărilor rapide ne permite formularea unor concluzii și învățăminte ce trebuie avute în vedere în viitor.

Astfel, *din punct de vedere tehnic,* rezultă următoarele :

a) Profilele de săpare trebuie alese astfel încît, în afară de scopul la care trebuie să servească lucrarea în perioada de serviciu ulterioară, să permită în timpul săpării perforarea cu minimum două perforatoare în front și încărcarea cu ma-

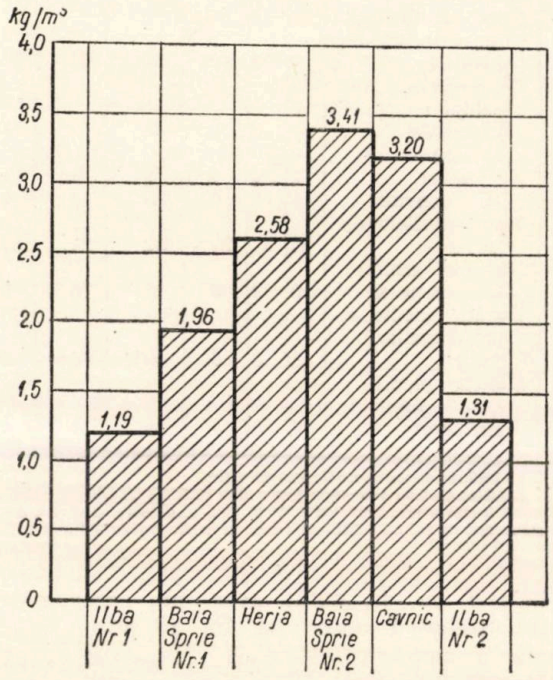


Fig. 5. Consumurile de explozivi (kg/m³ în echivalent dinamită II) realizate la înaintările rapide din 1958—1960.

șina. De aceea, apreciem că profilul minimal trebuie să fie de 5 m².

b) Pasul de înaintare, respectiv lungimea medie a găurilor, trebuie astfel ales încît să permită evacuarea materialului rezultat din excavare în timpul destinat ca durată a ciclului ; din acest punct de vedere apreciem că pasul de înaintare se poate prelungi pînă la 1,70—1,80 m.

c) Schema de plasare a găurilor care a dat satisfacție este aceea cu șimbure pană ; ne propunem însă experimentarea în viitor și a altor scheme, bazîndu-ne pe utilajele noi de care dispunem, ca de exemplu sondeza sovietică BA-100-M, care ar servi eventual la aplicarea schemelor cu găuri paralele, cu șimbure cilindric sau cu găuri centrale de degajare.

d) La perforare trebuie utilizate exclusiv sfredele armate cu plăcuțe din aliaje dure, de marca BK-11 sau echivalent, cu diametrul de cca. 40 mm: diametrele mai mari la tăiș comportă un consum de timp în plus la executarea găurilor, iar diametrele mai mici nu permit utilizarea rațională a plăcuțelor și împiedică eventual introducerea cartușelor de explozivi în găuri.

e) La încărcarea materialului trebuie să se utilizeze mașinile de încărcat PML-5 și Unio, cărora este necesar să li se aducă unele modificări constructive, rezultate din studiile întreprinse special în acest scop.

Din punct de vedere organizatoric rezultă între altele următoarele :

a) Este recomandabil ca echipa să nu execute în continuare cele două (eventual mai multe) cicluri ce i-au fost stabilite, ci între ele să existe timp de odihnă ; în orice caz, repriza de timp de lucru la front să nu fie mai mare de patru ore. Schimbul se face la fața locului, în perioada de aerisire.

b) Cazarea și odihna echipelor să fie asigurate în comun pe perioada executării lucrărilor, într-un cămin din apropierea minei, pentru a nu se consuma timp cu deplasările la domiciliile prea îndepărtate ;

c) Numărul membrilor echipei se calculează numai pe baza volumului de lucrări stabilit pentru un ciclu și nu pe baza altor tabele de formații tip uzuale ; aceștia trebuie selecționați dintre muncitorii cei mai conștiincioși, mai calificați și verificați din punct de vedere disciplinar.

d) Membrii brigăzii trebuie instruiți în mod temeinic în prealabil asupra sarcinilor ce le revin conform ciclogramei stabilite, pentru a se asigura o utilizare cît mai deplină a timpului de lucru.

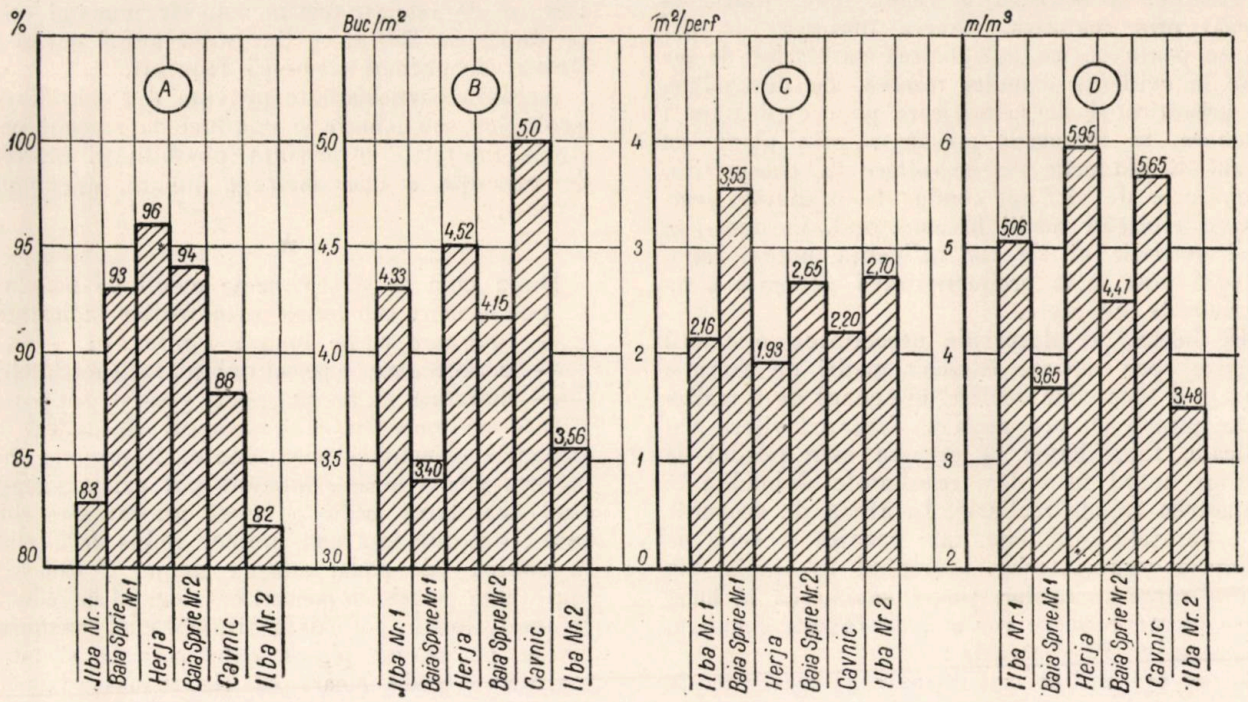


Fig. 6. Indici de perforare realizați la înaintările rapide din 1958—1960 :
A — coeficientul de rupere al găurilor ; *B* — numărul de găuri pe m² de front ; *C* — m² de front pentru un perforator ; *D* — consum specific de găuri în m/m³

e) Asistența tehnică și conducerea operativă trebuie încredințate unor tehnicieni cu experiență și fără alte sarcini de supraveghere în sector. Responsabilul de ansamblu trebuie să fie neapărat șeful sectorului respectiv.

f) Materialele trebuie procurate înainte de începerea lucrărilor, în cantitățile necesare întregului volum de lucrări ce trebuie executate, deoarece practica a arătat că pot surveni adesea întîrzieri la sosirea acelor materiale a căror aprovizionare a fost lăsată a fi efectuată „pe parcurs".

g) Pentru intervențiile de ordin mecano-electrotehnic, trebuie afectați electrolăcătușii aferenți, care pot fi sau nu incluși chiar în efectivul brigăzii.

Din punct de vedere economic au rezultat următoarele concluzii :

a) Nu trebuie susținută tendința unei economisiri greșite a materialelor explozive, întrucît chiar o depășire a valorilor din tabelele empirice actualmente în uz asigură efecte economice pozitive de ansamblu, mult mai valoroase.

b) Pentru economisirea energiei pneumatice, care este foarte costisitoare, trebuie asigurat aerajul cu ventilatoare electrice.

c) Mărirea vitezelor de înaintare conduce atît la reducerea prețului de cost al metrului săpat, cît și a prețului de cost pe tona de minereu ex-

tras, dacă printr-o planificare corespunzătoare se asigură un raport judicios între lucrările de deschidere și pregătire și celelalte lucrări ale producției de bază.

★

Trebuie să scoatem în relief însă, faptul că numai prin realizarea cîtorva înaintări de vîrf nu se poate obține îndeplinirea sarcinilor de punere în evidență a noilor rezerve, de deschidere, de pregătire și de valorificare prin exploatare a acestora, în termenele prevăzute prin planul de 6 ani și planurile de dezvoltare în perspectivă. Înaintările de vîrf nu conduc la o mărire generală a vitezelor medii în mod real, ci numai în mod statistic și ele vor influența numai într-o măsură prea mică productivitatea generală a lucrărilor de înaintare.

De aceea, se desprinde necesitatea orientării noastre spre mărirea vitezelor medii de execuție a tuturor lucrărilor miniere, în sensul de a realiza la un număr cît mai mare de fronturi viteze mai ridicate. Considerăm că aceasta este posibil de obținut avînd în vedere rezultatele dobîndite la înaintările rapide realizate. În afară de scopurile și avantajele subliniate, mai rezultă o serie de avantaje organizatorice, provenind în special din centralizarea lucrărilor, ținînd seama că în bună parte lucrările nu se vor mai desfășura simultan, ci succesiv. Prin aceasta :

— se pot utiliza mai intensiv și mai extensiv utilajul și instalațiile :

— se pot deservi mai ușor fronturile în lucru, dat fiind numărul mai restrîns al acestora :

— se pot obține o conducere și coordonare mai eficace a lucrărilor ;

— se reduce volumul lucrărilor de întreținere a căilor de acces și transport etc.

După terminarea programului stabilit în fronturile respective, echipele — inclusiv organizarea aferentă — urmează a fi transferate în alte puncte ale minei, pregătite în prealabil conform programului de lucru.

Organizarea îmbunătățirii rezultată din centralizarea lucrărilor va conduce la creșterea productivității la un nivel superior celei existente și ca atare o parte din efectiv va putea trece la lucrările de exploatare propriu-zise sau va fi folosit la executarea volumelor crescînde de lucrări de deschidere și pregătire, prevăzute pentru anii viitori. Acest lucru prezintă însemnătate, dacă avem în vedere că față de cei cca. 200 km lucrări miniere realizate în ultimii 10 ani în bazinul minier Baia Mare, planul de 6 ani prevede executarea unor volume de lucrări de ordinul a 30—50 km/an, ceea ce necesită preocupări speciale în privința organizării, dotării și execuției acestor lucrări.

Înainte de a examina sub aspect critic și tehnico-economic situația actuală a vitezelor medii de înaintare la minele din bazinul minier Baia Mare, progresele înregistrate și sarcinile ce se desprind pentru viitor, trebuie să menționăm drept o caracteristică pentru minele din bazinul Baia Mare faptul că volumul total al lucrărilor miniere se repartizează pe un număr foarte mare de puncte de atac, revenind astfel pentru o lucrare metraje reduse. Într-adevăr, peste 85% din numărul total al lucrărilor de săpare de galerii reprezintă lucrări ce trebuie să aibă o lungime de maximum 120 m de realizat într-un an, iar numărul celor ce depășesc 250 m se limitează anual numai la cîteva, de ordinul a 10—15 fronturi.

Această particularitate provine din considerații geologice sau miniere și conduce la anumite concluzii limitative în privința posibilității concrete de execuție a unor metraje lunare, așa-numite „record".

★

După cum se știe, vitezele medii de înaintare se pot urmări sub forma următorilor indicatori :

— înaintare medie lunară (m/lună) ;

— înaintare medie pe schimb plasat (m/schimb);

— înaintare medie pe post prestat (m/post).

Interesul imediat, din punctul de vedere al atingerii obiectivelor menționate, îl prezintă înaintarea medie lunară, întrucît pot exista situații cînd înaintarea medie pe post prestat este ridicată ; datorită însă unui număr redus de membri în echipă (de pildă, adesea numai 2 oameni), înaintarea pe schimb prestat este destul de redusă. În mod similar, pot exista situații cînd înaintarea medie pe schimb plasat este ridicată și totuș înaintarea medie lunară să fie redusă (datorită plasării unui număr redus de schimburi în cursul lunii, datorită unor deficiențe de natură organizatorică.

Față de realizările anterioare, situația pe anul 1960 înregistrează un progres sensibil, nivelul fiind aproximativ dublat. S-a luat ca bază de comparație anul 1957, cînd a avut loc ultima analiză a aceleeași probleme în cadrul consfătuirii ASIT, ținută la Baia Mare (septembrie 1957).

Din datele avute la dispoziție se desprinde că progresul realizat este inegal între exploatări, salturile cele mai mari fiind obținute tocmai de acele exploatări la care în trecut rezultatele erau printre cele mai slabe (Baia Sprie, Capnic) ; creșterea se observă în special la lucrările cu realizări anterioare mai mici (de pildă la suitori).

Rezultă, de asemenea, că realizările vitezelor medii în anul 1960 sînt de nivele relativ inegale între exploatări, datorită unor factori deosebiți de la exploatare la exploatare, cum ar fi : diferența între durităților de rocă ; plasarea într-un număr deosebit de schimburi ; dificultăți de aeraj și microclimat minier într-o măsură mai mare sau mai mică la o exploatare față de alta ; deosebiri între gradul de calificare a efectivelor respective etc.

Creșterea vitezelor de înaintare (fig. 7) a fost influențată de o serie de măsuri tehnico-organizatorice aplicate în cadrul minelor din regiunea Maramureș, al căror efect s-a resimțit de altfel în întreaga activitate a sectorului. Între aceste măsuri amintim :

a) Pe linia organizării echipelor s-a trecut la studierea şi aplicarea efectivă a unor formaţii-tip, corespunzătoare tehnologiei de executare a înaintărilor, în locul vechilor echipe de înaintare ce erau alcătuite dintr-un număr de muncitori redus la minimum.

În ce priveşte dotarea fronturilor de lucru cu perforatoare, s-a trecut la uniformizarea tipurilor în folosinţă în cadrul unei mine, stabilindu-se

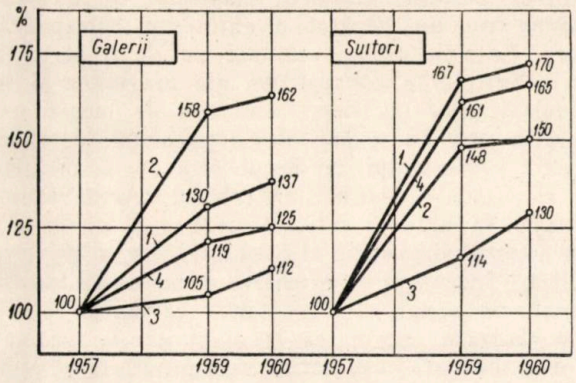


Fig. 7. Dinamica înaintărilor medii lunare în regiunea Baia Mare:
1 — Trustul Minier Baia Mare; *2* — Întreprinderea Săsar; *3* — Întreprinderea de explorări Baia Mare; *4* — total bazinul Baia Mare

acele tipuri de perforatoare care corespund caracteristicilor generale de duritate a rocii din mina respectivă. În afară de avantajele productivităţii, rezultă şi avantaje organizatorice, în legătură cu întreţinerea, reparaţia şi aprovizionarea cu piese de schimb necesare acestor utilaje.

c) Una din măsurile cele mai eficace a constat în extinderea pe scară largă a perforării găurilor cu sfredele armate monobloc. Anterior se experimentase şi folosirea capetelor detaşabile armate cu plăcuţe dure, însă acestea nu au dat satisfacţie. În anul 1960 majoritatea fronturilor de înaintare a dispus de sfredele armate, astfel că în medie peste 65% din metrajul găurilor au putut fi perforate cu sfredele armate (faţă de cca. 8% în 1957). Totodată, s-a organizat şi gospodărirea sfredelelor normale din oţel-carbon cu floarea în cruce (folosite mai ales la iniţierea găurilor, precum şi la perforarea în rocile mai puţin dure sau abrazive).

d) Condiţiile de lucru la front au fost considerabil ameliorate, prin folosirea exclusiv a perforării cu injecţie de apă. În afară de lucrările orizontale, au fost amenajate cu reţele de aducţiunea apei pentru forajul umed şi suitorile, cu excepţia unor cazuri de la şantierele de explorări.

e) Aprinderea găurilor la înaintările minelor Trustului minier şi ale întreprinderii „Petre Gheorghe" Săsar se face în prezent exclusiv pe cale electrică, în timp ce în anul 1957 găurile explodate cu fitil reprezentau încă o pondere însemnată. Prin aceasta, s-au îmbunătăţit condiţiile de securitate şi s-a ajuns, prin întreţinerea şi prin folosirea corespunzătoare a explozoarelor, la reducerea cu mai bine de două treimi a cazurilor de rateuri.

f) Gradul de utilizare intensivă şi extensivă a maşinilor de încărcat, deşi încă la un nivel considerat nesatisfăcător, a fost mult îmbunătăţit, cu deosebire la exploatările Săsar, Baia Sprie şi Capnic, cu toate deficienţele constructive funcţionale ale maşinilor Unio, care au mai fost semnalate.

g) Pentru îmbunătăţirea ritmului de alimentare cu vagonete goale a fronturilor, respectiv de evacuare a vagonetelor încărcate, s-au introdus în unele sectoare locomotivele electrice cu acumulatori de tipul LAM-4. În prezent, dispunem de un parc de 20 locomotive de acest fel care funcţionează cu bune rezultate, fiind prevăzută sporirea parcului în viitor. Experienţa ne-a arătat că locomotiva cu acumulatori poate tracta fără inconveniente un tren de 10—20 vagoane de 0,6 m^3; prin aceasta, coeficientul de rulaj al vagonetelor a crescut, iar înaintările au resimţit în mai mică măsură lipsă de vagonete goale.

h) Alţi factori care au contribuit la majorarea indicelui vitezelor medii au constat din:

— aplicarea unor măsuri organizatorice pentru îmbunătăţirea transportului, aerajului, evacuării apelor etc.;

— reorganizarea minelor din punctul de vedere al sectorizării şi întărirea spiritului de răspundere al conducătorilor de raioane;

— introducerea sistemului de salarizare îmbunătăţit, precum şi — începînd cu anul 1959 — introducerea normelor cu motivare tehnică (în prezent, de pildă, la toate înaintările din cadrul Trustului minier Baia Mare sînt aplicate normele tehnice);

— ridicarea nivelului calificării profesionale a muncitorilor (a căror vechime medie în minerit, pe bazin, este relativ redusă), mai des prin şcolile de mineri care funcţionează la Baia Sprie, Capnic, Baia Borşa şi Săsar.

— întrecerea socialistă între echipe, între raioane şi între exploatări, sprijinită atît de către organele tehnice şi sindicale, sub conducerea organizaţiilor de partid, cît şi de presa locală.

Pentru ilustrare, prezentăm în tabelele 5 şi 6 situaţia unor indici specifici în legătură cu înaintările medii.

★

Cu toate că indicii de înaintare medie realizaţi în cursul anului 1960 la minele din bazinul Baia Mare reprezintă un progres simţitor faţă de situaţia anilor anteriori, trebuie să constatăm însă că nivelul atins (tabela 7) nu poate fi considerat ca satisfăcător. Ritmurile înregistrate nu pot contribui la rezolvarea importantelor probleme enunţate în legătură cu planurile de perspectivă şi cu dezvoltarea imediat viitoare a acestui sector.

Analiza critică a situației și a rezultatelor de pînă acum poate scoate în evidență următoarele :

În primul rînd, în minele noastre trebuie și pot fi create condiții tehnice și organizatorice mai

Tabela 5

Înaintările medii pe schimb plasat (m) realizat în bazinul minier Baia Mare în anii 1959 și 1960

Nr. crt.	Specificare	Înaintarea medie pe schimb plasat (m)			
		Galerii		Suitori	
		1959	1960	1959	1960
1	Minele de minereuri neferoase	0,55	0,65	0,31	0,35
2	Minele de minereuri aurifere	0,75	0,72	0,40	0,48
3	Șantierele de explorări	0,64	0,70	0,28	0,32
	Total bazin Baia Mare	0,65	0,69	0,36	0,38

bune, necesare atingerii vitezelor de înaintare cerute. *Crearea condițiilor tehnice* înseamnă amenajarea prealabilă a locurilor de muncă ale înaintărilor și dotarea fronturilor cu utilaje în cantitate și calitate corespunzătoare și bine întreținute.

Tabela 6

Înaintările medii pe post prestat (m) realizate în bazinul minier Baia Mare în anii 1959 și 1960

Nr. crt.	Specificare	Înaintarea medie pe post prestat (m)			
		Galerii		Suitori	
		1959	1960	1959	1960
1	Minele de minereuri neferoase	0,210	0,221	0,182	0,193
2	Minele de minereuri aurifere	0,308	0,314	0,208	0,225
3	Șantierele de explorări	0,207	0,214	0,093	0,096
	Total bazin Baia Mare	0,216	0,233	0,172	0,195

Minele noastre au avansat însă în ultimii ani din punct de vedere al mecanizări, lucrărilor, în proporții care nu au putut fi urmate uneori de nivelul de calificare al personalului mecanic. Abia acum sînt obținute unele rezultate promițătoare privind

Tabela 7

Vitezele medii lunare de înaintare realizate la minele din bazinul minier Baia Mare în anii 1959–1960

Nr. crt.	Unitatea	Înaintarea medie m/lună			
		Galerii		Suitori	
		1959	1960	1959	1960
1	Trustul Minier	14,6	15,8	8,7	9,5
2	Întrep. Săsar	12,2	18,2	8,3	12,55
3	Întrep. de Explorări	23,6	31,1	7,9	9,8
	Total bazinul Baia Mare	14,7	17,1	8,5	9,8

exploatarea și întreținerea utilajului minier în condițiile specifice ale minei. Totuși, organizarea reparațiilor preventive, controlul zilnic al funcționării utilajului, precum și revizuirea și controlul periodic al acestuia, mai lasă uneori de dorit.

Astfel, tuburile de aeraj și ventilatoarele nu sînt încă utilizate corespunzător în multe ocazii, ceea ce conduce la mărirea simțitoare a timpului de aeraj după pușcare și la nerespectarea ciclicității. Deficiențe similare se mai constată în privința montării și întreținerii conductelor de aer comprimat, fapt care reduce din randamentul de lucru al mașinilor, respectiv micșorează posibilitatea executării ciclului în timpul prescris.

În ce privește folosirea mașinilor de încărcat acestea nu au căpătat o extindere corespunzătoare. Cauzele trebuie căutate pe de o parte în unele deficiențe constructive ale mașinilor și în folosirea unor profile relativ mici de lucrări miniere în care nu se pot înscrie gabaritele de funcționare a mașinilor, iar de pe altă parte, în lipsa de calificare a membrilor echipei. Actualmente, situația în această privință pare a fi schimbată din punctul de vedere al orientării, iar în privința utilizări intensive și extensive a mașinilor de încărcat, pe viitor este necesară : revizuirea profilelor tipizate, adaptarea la mașinile de încărcat a unor motoare pneumatice mai puternice și aplicarea îmbunătățirilor constructive pe baza experimentării modificărilor realizate recent.

Privitor la *crearea condițiilor organizatorice*, trebuie convins atît personalul tehnic cît și membrii echipelor de necesitatea disciplinei tehnice, eliminîndu-se „tradiția" cu cifrele reduse de înaintare. Personalul de supraveghere trebuie să fie capabil de a menține disciplina tehnică, de a organiza și urmări în mod permanent lucrările de înaintare, putînd lua măsuri operative. În legătură cu aceasta, considerăm că aplicarea hotărîrii partidului și guvernului cu privire la întărirea rolului maiștrilor în producție va contribui la o ameliorare efectivă.

De asemenea, mai sînt necesare măsuri organizatorice, ca de exemplu :

— schimbarea echipelor la fața locului sau cît mai aproape de zona fronturilor de lucru ;

— Eliminarea cauzelor care împiedică plasarea fronturilor în trei schimburi, deoarece în acest fapt trebuie căutată o bună parte din cauzele ritmului încă redus de avansare lunară ;

— completarea sistematică, de zi cu zi, a posturilor în cadrul echipelor în cazuri de absențe și evitarea programării la începutul lunii a unor echipe la care nu s-au numit toți membrii ;

— renunțarea la acordarea priorității în principal abatajelor și în general locurilor productive.

★

Din analizele de detaliu întreprinse de colectivele de ingineri și tehnicieni la fiecare dintre exploatările miniere din regiunea noastră, a rezultat că indicii de consum de manoperă pe metru săpat reprezintă încă valori prea mari, respectiv randamentul de înaintare este scăzut, ceea ce se datorește într-o destul de mare măsură factorilor tehnico-organizatorici menționați.

Indicele de înaintare pe post mai este influențat din punct de vedere tehnic și de alți indica-

tori, între care trebuie reținut indicele de adîncime a atacului, care este condiționat la rîndul său de lungimea medie a găurilor de profilare și de eficacitatea sîmburelui folosit. Adîncimea atacului reprezintă numai cca. 85% din adîncimea realizabilă în raport cu condițiile de rocă, de profil și de utilaj, existente. Explicația constă în genere în efectul slab al găurilor de scoatere a sîmburelui, care poate proveni din :

— plasarea greșită a găurilor, respectiv stăpînirea insuficientă a tehnicii perforării ;

— încărcarea insuficientă cu explozivi a găurilor sau folosirea unor proporții nejuste între dinamită și astralită ;

— buraj necorespunzător, respectiv insuficient;

— rateuri datorită lipsei de calificare la împușcarea electrică.

Din aceste motive și coeficientul de utilizare a găurilor (care reprezintă raportul dintre adîncimea atacului și avansarea frontului la executarea unei împușcări complete a profilului) are încă valori nesatisfăcătoare, cuprinse între 0,78 și 0,82, depășind în rare cazuri valoarea de 0,85. Găurile perforate nu rup — în majoritatea cazurilor — nici cele de sîmbure nici, mai ales, cele de profilare — pînă la fundul lor. Uneori, acest coeficient este redus din cauza ratării însăși a sîmburelui. Remarcăm însă că randamentul de utilizare a găurilor, care avea la analiza anterioară valori între 0,68 și 0,71, s-a ridicat în medie cu peste 10%, atingînd limita considerată la consfătuirea anterioară ca fiind posibilă de atins.

Adîncimea medie a atacului la galerii fiind de cca. 0,9—1,10 m, iar coeficientul mediu de utilizare a găurilor fiind de cca. 0,80, rezultă o avansare medie a frontului la un atac de cca. 0,7—0,9 m. Față de aceasta, avansarea medie pe schimb plasat a galeriilor este de numai 60—70% din avansarea pe ciclu. Valori și mai reduse sînt înregistrate la suitori, ceea ce denotă lipsă de ciclicitate. Avansarea medie pe schimb plasat ar trebui să fie cel puțin egală cu avansarea pe ciclu : considerăm că în orice caz se poate ajunge în viitor la valori ale înaintării pe schimb mai mari cu cel puțin 1/3—1/2.

Așa cum am mai subliniat, lipsa de ciclicitate este consecința unor situații organizatorice existente la exploatările din regiune și ea nu exprimă în fond nivelul înzestrării tehnice și nici chiar al capacității organizatorice.

★

Prin îmbunătățirea situației organizatorice, aplicarea măsurilor tehnico-organizatorice corespunzătoare, utilizarea tehnicității existente, ridicarea nivelului profesional și menținerea disciplinei în muncă, este pe deplin posibilă sporirea vitezelor medii de înaintare la minele din bazinul minier Baia Mare.

Acest lucru a ieșit în evidență și prin rezultatele obținute la unele înaintări la care viteza medie a fost menținută cîteva luni în continuare la valori relativ ridicate.

Astfel la exploatarea Baia Sprie dăm cazul unei înaintări direcționale la care s-a ținut timp de trei luni înaintarea medie de cca. 25 m/lună. La aceeași exploatare, în altă înaintare direcțională, s-a înregistrat o avansare medie timp de 11 luni de 31,4 m/lună, realizată în rocă de categoria I.

La exploatarea Nistru, o transversală săpată în rocă de categ. II—III, a avut timp de șapte luni o avansare cuprinsă între 23,4 m/lună și 47,4 m/lună, în medie 31 m/lună.

La exploatarea Herja, la o direcțională s-au obținut în timp de trei luni consecutiv următoarele avansări : 17 m/lună, 36,3 m/lună și 33,5 m/lună. Pe baza îmbunătățirilor de organizare, la același loc de muncă s-au obținut în trim. II/1960 o medie de înaintare de peste 100 m/lună.

Rezultate asemănătoare s-au obținut în ultimul timp și la alte mine, ca de exemplu la Baia Borșa, cu o înaintare direcțională pe filon de peste 70 m/lună timp de 3 luni, din care într-una din luni o avansare de 100 m, precum și la Capnic, unde s-au înregistrat înaintări consecutive, la un front cu condiții deosebit de grele, de peste 60 m/lună. Rezultate bune s-au înregistrat și la șantierele Întreprinderii de explorări.

★

Recapitulînd cele expuse, subliniem că deși vitezele medii de înaintare realizate la minele din bazinul minier Baia Mare reprezintă un progres de 130—170% față de situația din 1957, ele nu pot fi considerate ca satisfăcătoare în lumina sarcinilor de explorare, deschidere și pregătire a rezervelor și de creare a unor condiții tehnico-economice îmbunătățite de exploatare.

Ca urmare, este necesară continuarea eforturilor și luarea de noi măsuri, pentru ca la săparea acestor lucrări să se obțină indici din ce în ce mai apropiați de cei atinși în alte țări.

Pentru aceasta, trebuie să se mai ia în considerare următoarele măsuri :

— Dotarea fronturilor de înaintare cu perforatoare de tip greu (29 kg) sau semigreu (23 kg), în funcție de caracteristica de duritate a rocilor, care să aibă înlăturate deficiențele constructive semnalate la perforatoarele de fabricație „Independența“ Sibiu.

— Experimentarea perforatoarelor sovietice de mare frecvență și cu parametrii constructivi îmbunătățiți.

— Generalizarea perforării găurilor cu sfredele armate cu plăcuțe din aliaje dure, sfredele normale urmînd să fie utilizate numai la începerea găurilor.

— Reluarea încercărilor de aplicare a schemelor de perforare cu găuri paralele și lungi de 1,5—2 m.

— Asigurarea fronturilor de înaintare cu aerul comprimat în cantitatea și la presiunea necesară, prin revizuirea și raționalizarea rețelelor de aer comprimat ale raioanelor și modernizarea stațiilor de compresoare.

— Revizuirea normativelor de consum de explozivi și fixarea unor indici mai potriviți.

— Ridicarea gradului de mecanizare al operațiilor de încărcare, prin folosirea mașinilor de încărcat tip Unio care se fabrică în țară, cărora însă trebuie să li se aducă perfecționările rezultate ca fiind necesare, în urma studiilor întreprinse recent în acest scop.

— Extinderea folosirii la transporturile pe arterele secundare a locomotivelor cu acumulatori tip LAM-4.

— Revizuirea profilelor tipizate existente în prezent, pentru a se permite plasarea a două perforatoare în front și lucrul cu mașina de încărcat.

— Introducerea în măsura posibilităților a vagonetelor de capacitate mai mare în locul celor de 0,4—0,6 m^3 utilizate în prezent.

— Experimentarea unor metode mai eficiente de burare, inclusiv organizarea corespunzătoare a aprovizionării frontului cu materialul de buraj.

— Plasarea fronturilor în mai multe schimburi (cel puțin în două schimburi), în care scop este necesară intensificarea realizării măsurilor privind rezolvarea aerajului general al minelor; acest deziderat este legat și de reorganizarea minelor (sub aspectul centralizării totodată și a lucrărilor de abataj), care să permită distribuirea economică și rațională a aerului comprimat în rețeaua generală a minei.

Trebuie considerată greșită tendința din exploatări de a se face față volumului de lucrări de deschideri și pregătiri, în mod preponderent prin sporirea numărului fronturilor de lucru, fără a se acorda atenția cuvenită problemei ridicării vitezelor de înaintare pe locuri de muncă. Această soluționare nu este rațională, deoarece, pe lîngă o dispersare exagerată a mijloacelor și forțelor de execuție, conduce implicit la un sistem de lucru în care indicii de utilizare ai utilajelor și instalațiilor sînt scăzuți, iar consumul de energie pneumatică ridicat. Mai departe, acest sistem de organizare, cu toate că realizează productivități (m/post) relativ mai ridicate, frînează dezvoltarea nivelului tehnico-organizatoric și specializarea cadrelor și nu rezolvă în fond problema înaintărilor.

În afară de recomandările cu caracter specific expuse, trebuie avute în vedere și următoarele:

— problema calificării cadrelor de mineri de la înaintări să fie permanent în centrul atenției inginerilor și tehnicienilor; școlile profesionale de diferite tipuri trebuie să se bucure de un și mai mare ajutor din partea acestora;

— întrecerea socialistă trebuie să fie folosită în continuare ca metodă principală de lucru în realizarea planului, printr-o temeinică organizare tehnică, la care să contribuie toți muncitorii fruntași și personalul tehnico-inginerese.

★

Hotărîrea C.C. al P.M.R. și a Consiliului de Miniștri cu privire la ridicarea nivelului tehnic al producției scoate în evidență faptul că acolo unde procesul de producție se bazează pe realizările actuale ale științei și tehnicii nivelul productivității este superior, iar prețul de cost pe unitatea de produs este mult mai redus față de locurile unde tehnica nouă nu a fost încă introdusă.

Sub conducerea organizațiilor de partid, în centrul preocupărilor colectivelor noastre trebuie să stea introducerea tehnicii noi. Extinderea mecanizării proceselor de muncă în subteran și aplicarea soluțiilor organizatorice superioare și eficiente — ca mijloace de creștere a productivității, de reducere a consumurilor și, în consecință, de scădere a prețului de cost — sînt obiective importante în vederea traducerii în viață a sarcinilor care ne revin prin directivele și hotărîrile partidului.

BIBLIOGRAFIE

[1] Anton P.: *Sarcinile actuale în domeniul săpării lucrărilor miniere.* Revista Minelor, 1959, nr. 11 (noiembrie) pag. 460.

[2] Anton P. și Popescu Ciprian: *Modernizarea procedeelor de săpare în vederea măririi vitezei și productivității muncii.* Studiu documentar întocmit în cadrul ICEPROM București, 1959 (decembrie), pag. 28.

[3] Lubenescu D.: *Organizarea lucrărilor miniere.* Ed. tehnică, 1955.

[4] Lubenescu D.: *Metode sovietice pentru executarea înaintărilor accelerate a galeriilor de mină; învățăminte pentru mineritul nostru.* Revista Minelor, 1950, număr festiv (decembrie).

[5] Popescu F. Gabriel: *Rezultate obținute în săparea accelerată a galeriilor la minele Trustului minier Baia Mare.* Revista Minelor, 1959 nr. 4 (aprilie), pag. 143—152.

[6] Popescu F. Gabriel: *Analiza tehnico-economică a realizărilor în săparea rapidă a galeriilor la minele din bazinul Baia Mare.* Revista Minelor, 1960, nr. 5 (mai), pag. 195—204.

[7] Jude A. și Popescu F. Gabriel: *Considerații cu privire la vitezele medii de înaintare a galeriilor la minele din bazinul Baia Mare.* Revista Minelor, 1960, nr. 5 (mai), pag. 205—212.

CZ. 622.8.07.5

Considerații asupra prăfuirii și mijloacelor tehnice de combatere a acesteia în minele din R.P.R.

Ing. M. PĂTRAȘCU, farm. M. ZAMFIRESCU, ing. S. NIȚĂ, tehn. O. MACOVEI, tehn. M. COICULESCU și tehn. I. HERȚA

Pentru îndeplinirea cu succes a sarcinilor trasate industriei miniere extractive prin Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. cu privire la planul de dezvoltare a economiei naționale pe anii 1960—1965 și la schița planului economic de perspectivă pe 15 ani, concomitent cu introducerea tehnicii noi în vederea măririi productivității muncii, trebuie realizate și măsurile tehnice de protecția muncii, care să asigure securitatea omului la locul de muncă.

Din complexul acestor măsuri, lupta împotriva prafului care se produce în decursul procesului de extracție a substanțelor minerale utile ocupă, desigur, un loc important. Dacă în trecut regimul burghezo-moșieresc a ignorat, pur și simplu, astfel de măsuri menite să protejeze sănătatea oamenilor muncii, în regimul democrat-popular, protecția muncii a devenit o problemă de Stat.

În domeniul combaterii îmbolnăvirilor pneumoconiotice, și în special a silicozei, Stația de cercetări pentru securitatea minieră și-a început activitatea chiar de la înființare.

În anii care au trecut de atunci, alături de alte institute din țară, S.C.S.M. a participat la studierea și rezolvarea unor probleme importante legate de îmbolnăvirile profesionale cauzate de inhalarea prafului prezent în subteran.

În cele ce urmează se redau în rezumat o serie de considerații și realizări din experimentările efectuate de Stația de cercetări pentru securitatea minieră, în decursul activității sale.

Praful care se formează în decursul procesului de extracție în minerit constituie cauza principală a îmbolnăvirilor pneumoconiotice, dintre care silicoza este, indiscutabil, recunoscută ca cea mai gravă boală profesională a minerilor.

Deși în domeniul medical s-au realizat progrese în ceea ce privește identificarea factorilor care condiționează riscul îmbolnăvirilor prin silicoză — apariția și evoluția acesteia și chiar experimentarea unor rețete de tratament —, silicoza continuă să rămînă o boală ireversibilă. Apariția cazurilor de silicoză cu evoluție rapidă, precum și posibilitatea asocierii efectului mineralelor cu conținut de elemente radioactive la acela al silicozei, menționată în literatura de dată recentă, vin să întregească complexitatea etiopatogeniei acestei maladii.

Din această cauză, o importanță deosebită se acordă mijloacelor tehnice de prevenire și combatere. Aplicarea eficace a acestora, reclamă o cunoaștere amănunțită a condițiilor de formare, a dispersiei și circulației prafului în atmosfera minei.

În general, pentru aprecierea riscului îmbolnăvirii prin silicoză și deci pentru elaborarea unui plan corespunzător de măsuri tehnice de prevenire și combatere a prafului, se iau în considerație următorii parametri : gradul de prăfuire (concentrația de praf), exprimat în număr de particule praf/cm^3 aer, sau mg praf/m^3 aer, dispersia prafului (repartiția procentuală pe clasele: sub 1 μ, 1—3 μ, 3—5 μ, 5—10 μ, peste 10 μ) și compoziția mineralogică, în special conținutul de SiO_2 liber, acest component fiind, deocamdată, considerat ca cel mai important factor etiopatogenic.

Primul — concentrația de praf — influențează direct cantitatea de praf inhalată, iar ceilalți doi — dispersia și compoziția mineralogică — nocivitatea acestuia.

Metodele de determinare a acestor parametri folosite în diferitele țări, așa cum reiese din literatura de specialitate, nu sînt aceleași, astfel încît problema uniformizării și standardizării lor rămîne deocamdată nesoluționată.

Indiferent de metoda utilizată, interpretarea statistică și corectă a rezultatelor obținute trebuie să țină seamă și de o serie de condiții de mediu (umiditatea relativă, profilul lucrării, modul de aerisire, caracteristicile de zăcămînt și activitatea care se desfășoară în momentul recoltării probelor de praf). Dată fiind multitudinea de factori ce influențează prăfuirea în mediul subteran, recoltarea și analizarea probelor trebuie făcute cu deosebită atenție, particularitățile locului de recoltare fiind cunoscute pînă la detalii.

În cercetările din domeniul prăfuirii în subteran, care se efectuează la Stația de cercetări pentru securitatea minieră din Petroșani, pentru recoltarea probelor de praf, se utilizează în mod curent metoda impingerului, propusă de altfel ca metodă de rutină.

Compoziția mineralogică și conținutul de SiO_2 liber se determină de probe de rocă recoltate din masiv și pe probe de praf din atmosfera locurilor de muncă, prin metode chimice (metoda acidului ortofosforic) și fizice (cu microscopul polarizant).

Cu toate deficiențele acestor metode de recoltare și analiză a probelor de praf, se pot obține rezultate sau valori medii statistice, suficient de precise pentru caracterizarea prăfuirii locurilor de muncă din subteran, din punct de vedere al scopurilor imediate urmărite în mod obișnuit (stabilirea concentrației medii de praf, clasificarea locurilor de muncă după gradul de pericol, determinarea eficienței mijloacelor de prevenire și combatere aplicate etc.) și mai puțin din punct de vedere al exigenței unei cercetări pur științifice.

Din cercetările efectuate în probleme de prăfuire și combatere în minele din țară, reiese că gradul de prăfuire depinde de următorii factori mai importanți : operația care se execută în locul de muncă și mijloacele prin care se realizează, aerajul, natura rocilor și umiditatea.

Variația concentrației de praf și gradului de dispersie în funcție de operația care se execută în frontul de lucru se pot urmări în tabela 1. Din tabelă reiese că la minele din Valea Jiului, unde se perforează uscat, operațiile, după cantitatea de praf generată, se succed în ordinea : perforare, încărcare și împușcare (după pauza reglementată de normele de tehnica securității). La copturire și armare se formează concentrații de praf mici, practic neglijabile. În cazul acestor mine se confirmă repartiția prăfuirii generale pe diferitele operații, citată în literatură, potrivit căreia perforării îi revin 85%.

Constatările făcute la unele mine de minereuri au arătat că această repartiție se modifică, perforarea umedă cu apă simplă și împușcarea (după pauza reglementată de normele de tehnica securității) contribuind aproximativ în aceeași măsură la prăfuirea generală. Celelalte operații (încărcarea, copturirea) produc concentrații de praf mult mai mici.

Nu s-a menționat descărcarea minereului din rostogoale, operație care la unele mine generează o cantitate mare de praf, întrucît s-a considerat ca ceva local. La Baia Sprie, din cauza condițiilor de zăcămînt (umiditate mare), această operație generează concentrații mici de praf.

Prăfuirea care se formează la frontul de lucru, în special în cazul galeriilor aerisite prin difuzie, se extinde pe o anumită zonă — așa-numita zonă de prăfuire —, care a fost pusă în evidență atît în minele de cărbuni, precum și în cele de minereuri. Lungimea zonei depinde de operația care se execută în frontul de lucru, profilul și lungimea lucrării miniere și sistemul de aerisire a acesteia. În general lungimea zonei de prăfuire în condiții locale similare este mai mare la perforare (40—60 m). În cazul împușcării, depinde de natura rocii, amplasarea găurilor, cantitatea de exploziv, aceasta din urmă avînd rolul determinant. Dintre sistemele de aerisire mecanică, aerajul aspirant și combinat micșorează zona de prăfuire, spre deosebire de aerajul refulant, care creează o zonă cu lungime mare.

Tabela 1

Nr. crt.	Operația și mijloacele prin care se realizează	Prăfuirea inițială nr. part./cm³ aer	Prăfuirea generată part./cm³ aer	Gr. disp. în %					Locul de recoltare	Data
				1	1—3	3—5	5—10	10		
1	Perforarea uscată cu 1 perforator	320—428	6 470—19 016	69	17	7	5	2	Gal. cu profil simplu 5,5 m² Petrila și Musariu	1956
2	Perforare uscată cu 2 perforatoare	320—428	15 470—21 415	69	13	11	4	3	Idem	1956
3	Perforare uscată cu 2 perforatoare	257—400	45 893—73 646	68	14	9	7	2	Gal. cu profil simplu 7,2 m² Lupeni	1959
4	Perforare uscată cu 2 perforatoare	85—280	14 000—18 303	62	23	7	5	3	Gal. cu profil simplu 4,2 m² Baia Sprie	1958
5	Perforare umedă cu apă simplă	85—280	1052— 1 320	76	16	4	3	1	Idem	1958
6	Perforare umedă cu apă simplă	43—128	817	78	13	5	2	2	Gal. cu profil simplu Săsar	1958
7	Perforare uscată aparat Nemcsek	85—280	997	75	18	4	2	1	Gal. cu profil simplu 4,2 m² Baia Sprie	1958
8	Încărcare manuală	320—480	3 480— 7 550	72	13	7	5	3	Gal. cu profil simplu 5,5—7,4 m² Petrila, Lupeni	1959
9	Încărcare mecanică	85—128	196— 240	74	14	8	3	1	Gal. profil simplu 4,2 m² Baia Sprie	1958
10	La 15 min. după împușcare	227	1 160— 1 274	71	14	8	6	1	Gal. cu profil 5,8 m² Petrila	1956
11	La 15 min. după împușcare	120—220	1 160— 3 400	—	—	—	—	—	Gal. cu profil simplu 3,7 m² Săsar	1960

Dispersia particulelor de praf (tabela 1) arată că la perforarea umedă cu apă simplă particulele submicronice totalizează 76—78% din praful în suspensie, la perforarea cu captare uscată (cu aparatul Nemcsek) 75%, la încărcare 72—74% la împușcare 71%, iar la perforarea uscată 62—69%. La prima vedere, ar părea că la perforarea umedă particulele de praf submicronice cresc față de perforarea uscată. Dacă ele se exprimă însă conimetric, se constată că perforarea umedă prezintă eficiență de reținere, față de perforarea uscată,

și în cazul acestor particule. În zone de prăfuire, în special la galeriile cu lungime mare aerisite prin difuzie (cazul minelor de minereuri), se înregistrează o creștere a conținutului în particule submicronice pe măsura depărtării de front.

Alături de dispersia particulelor, compoziția mineralogică și conținutul în SiO_2 liber stabilesc gradul de nocivitate a prafului. Praful se poate deosebi mult de roca din care s-a format în ceea ce privește compoziția mineralogică și conținutul de SiO_2 liber; cu toate acestea, avînd în vedere atît scopul urmărit, cît și operativitatea și rapiditatea metodelor de determinare la nivelul posibilităților de dotare a întreprinderilor miniere cu aparatură și personal de specialitate, normele miniere în vigoare, stabilesc gradul de pericol de îmbolnăvire prin silicoză după conținutul de SiO_2 liber determinat din rocă în masiv. Analizele microscopice și chimice efectuate de S.C.S.M. Petroșani asupra probelor recoltate din rocile din Valea Jiului și bazinele de minereuri au permis încadrarea minelor într-un sistem de clasificare după gradul de prăfuire.

Întrucît, în cadrul unei categorii, conținutul mediu de SiO_2 liber poate varia în limite largi, în funcție de natura petrografică a rocilor (conținutul mediu pe mină sau bazin, calculîndu-se după metoda mediei ponderale), este necesar a se cunoaște conținutul mediu de SiO_2 liber pe fiecare loc de muncă în parte. Deoarece determinarea SiO_2 liber cu microscopul polarizant necesită secțiuni subțiri prin roci, greu sau uneori imposibil de realizat, și microscop în construcție specială, merită atenție metoda de determinare a cuarțului în suprafețe lustruite, mai ușor de executat, prin atac microchimic, care în prezent este în curs de perfecționare în unitatea noastră.

Condițiile de prăfuire și gradul de nocivitate, așa cum reiese din cele relatate, depind de o serie de factori care se pot modifica de la un loc la altul. Dată fiind multitudinea și variabilitatea lor permanentă în condițiile existente în subteran, se poate afirma, fără riscul de a greși, că prăfuirea determinată caracterizează o situație existentă la locul și în momentul recoltării. Pentru obținerea de valori statistice, care să exprime o situație în timp, se impune recoltarea unui număr mare de probe. Din acest motiv, la elaborarea planului complex de măsuri, care trebuie să stea la baza acțiunii de prevenire și combatere a prafului în subteran, este necesară o cunoaștere amănunțită a fiecărui loc de muncă în parte, precum și o serie de principii generale mai importante: combaterea prafului cît mai aproape de locul de formare și evitarea ajungerii în atmosfera locului de muncă, întrucît în acest caz sedimentarea este mai dificilă, combinarea mijloacelor de combatere (perforarea umedă cu aerajul, aerajul cu perdeaua de ceață etc.) pentru obținerea unui efect de desprăfuire mai mare, eliminarea aerajului în serie etc. Odată aplicat sau generalizat un procedeu tehnic de combatere, este absolut necesar să se urmărească eficiența de reducere a prafului prin determinări periodice.

În prezent tehnica minieră dispune de multiple și variate mijloace de combatere, prin a căror aplicare justă și corespunzătoare concentrațiile de praf pot fi reduse pînă la limitele maxime admise, stabilite de normele în vigoare, în funcție de gradul de nocivitate.

În decursul cercetărilor și studiilor efectuate în cadrul S.C.S.M. Petroșani s-au experimentat următoarele procedee tehnice de combatere a prafului:

a) la perforare:

— captarea uscată (aparatul Nemcsek), perforarea umedă normalizată cu apă simplă și cu umectanți, perforarea umedă combinată cu aerajul, captarea prin spumă uscată;

b) la împușcare:

— perdeaua de ceață combinată cu aerajul, burajul cu apă.

Aparatul Nemcsek (fig. 1), construit de tehnicianul Nemcsek Ioan de la T. M. Banatul, constă în următoarele părți principale detașabile: bucșa

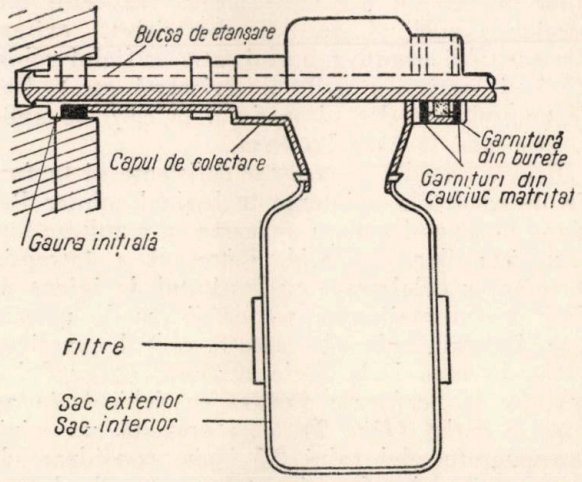


Fig. 1. Schița de principiu a aparatutlui Nemcsek.

de fixare și etanșare, capul de colectare și sacul de captare. Capul de colectare este prevăzut cu o brățară cu ajutorul căreia se fixează la bucșa de etanșare și cu garnituri de cauciuc matrițat și burete (cauciuc poros) care etanșează tija. Sacul de captare este format dintr-un sac interior din pînză, care reține praful grosier și unul exterior din pînză cauciucată sau cauciuc prevăzut cu filtre pentru praful fin. La început se perforează o gaură de 8—10 cm lungime cu diametru de 6 cm. În această gaură se introduce și se fixează aparatul prin bucșa de etanșare. Praful rezultat prin acțiunea de avansare a sfredelului este antrenat de aerul comprimat prin capul de colectare în sacul de captare. Cînd sacul de captare este plin, se

detaşează de la capul de colectare şi se evacuează praful.

La experimentările efectuate de S.C.S.M. în condiţii obişnuite de exploatare, la exploatările miniere din V. Jiului şi la Baia Sprie, s-a obţinut o reducere medie a prăfuirii de 94% faţă de perforarea uscată. Particulele submicronice au fost reţinute în proporţie de 93%. În baza acestor rezultate, după care aparatul poate fi comparat cu altele similare din străinătate, a fost omologat şi este în curs de generalizare la exploatările miniere din V. Jiului.

Perforarea umedă, considerată de specialişti drept metoda principală pentru combaterea prafului la perforare, aşa cum se aplică în condiţii de exploatare curentă la minele de minereuri din bazinul Baia Mare, şi aşa cum a reieşit din cercetările efectuate de noi în decurs de cîţiva ani în acest bazin, nu asigură întotdeauna eficacitatea corespunzătoare. Cu toată eficienţa de reducere mare, cantitatea de praf rămasă în atmosferă depăşeşte uneori limitele maxime admise. Deficienţele mai importante constatate în cazul perforării umede cu debitarea axială a apei au fost: întreţinerea necorespunzătoare a perforatoarelor, debit insuficient de apă (1—2 l/min), utilizarea sfredelelor cu orificiul de spălare plasat lateral departe de lama tăişului, nerespectarea prescripţiilor tehnice de perforare umedă (raportul între presiunea apei şi aerului comprimat, evitarea prusturitului uscat, raportul între orificiul robinetului şi secţiunea utilă a ţevişoarei etc.), lipsa de control periodic al modului în care se aplică şi eficienţei la care lucrează.

Pentru remedierea acestor deficienţe şi în funcţie de condiţiile existente în bazinul minier Baia Mare, precum şi pentru aplicarea cu rezultate bune a umectanţilor, S.C.S.M. Petroşani a întreprins cercetări în colaborare cu Institutul de igienă din Cluj pentru realizarea perforării umede normalizate. Determinările efectuate în cadrul experimentărilor la mina Baia Sprie au arătat că gradul de prăfuire la perforare variază cu debitul de apă după o curbă (fig. 2), care prezintă un minim corespunzător debitului 2,5 l/min, considerat din acest motiv debitul optim. (Concentraţiile de praf figurate pe curbă reprezintă valori medii.) Perforarea cu apă la acest debit ridică eficienta de reducere de la 91% (obţinută în cazul perforării umede în condiţii obişnuite de exploatare) la 97% în lucrările aerisite prin difuzie, sau la 98% în cele aerisite prin aeraj parţial aspirant. Prusturitul umed contribuie la reducerea concentraţiei de praf cu circa 14% faţă de prusturitul uscat, practicat în mod frecvent. Perforarea umedă cu sfredele tocite generează concentraţii de praf mai mari cu circa 52% faţă de cazul utilizării sfredelelor ascuţite, proporţia particulelor submicronice crescînd, din cauza sfărîmării suplimentare, pînă la 90%.

În baza acestor rezultate, normalizarea perforării umede reclamă o serie de măsuri, dintre care unele se pot realiza imediat, iar altele în timp. Din prima categorie fac parte: stropirea frontului şi perimetrului lucrării pe o lungime de circa 4 m, eliminarea prusturitului uscat, perforarea la debitul optim, menţinerea constantă a acestuia prin

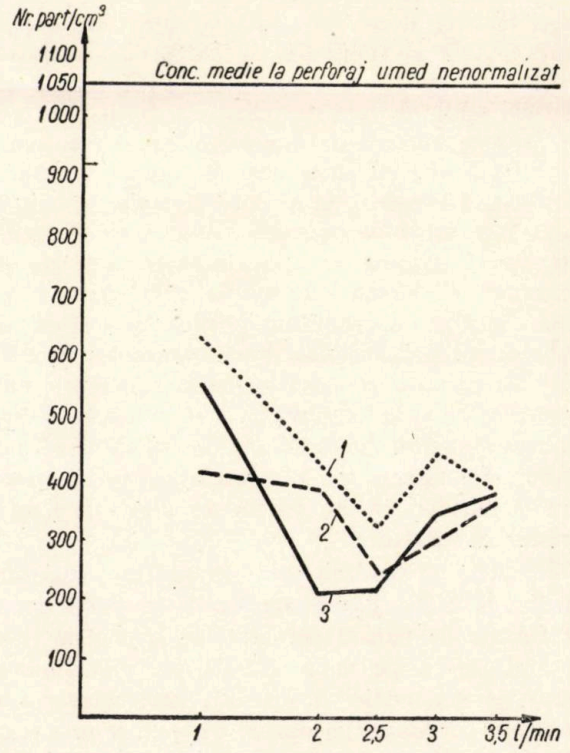


Fig. 2. Variaţia prăfuirii în funcţie de debit şi aeraj: *1* — perforaj normalizat (aeraj prin difuzie); *2* — perforaj cu săpun 0,3% (aeraj prin difuzie); *3* — perforaj normalizat (aeraj aspirant)

confecţionarea de robinete cu două poziţii — complet închis şi complet deschis —, întreţinerea corespunzătoare a perforatoarelor.

Aceste măsuri, care se pot realiza cu mijloacele existente, trebuie completate în timp cu următoarele: realizarea şi generalizarea unui dispozitiv de blocare a debitării apei şi aerului comprimat, cu un avans al apei de cel puţin 1 secundă, verificarea şi controlul periodic prin determinări de prăfuire a modului de aplicare şi eficienţei de reducere a perforării umede.

Întrucît concentraţia de praf determinată la debitul optim şi în condiţiile aerajului aspirant depăşeşte totuşi limita maximă admisă stabilită prin clasificarea orientativă a locurilor de muncă după gradul de nocivitate, s-a studiat posibilitatea măririi eficienţei de reducere prin adăugarea de umectanţi în apă şi prin combinarea perforării umede cu aerajul.

Ca şi în alte ţări, de altfel, aplicarea umectanţilor n-a depăşit stadiul experimental. Dintre adaosurile umectante s-au experimentat săpunul naftenic şi bentonita în condiţiile perforării umede normalizate la mina Baia Sprie. În baza datelor din literatură şi după curba variaţiei tensiunii superficiale în funcţie de concentraţie, s-a perforat cu o soluţie cu 0,25—0,3% săpun în aceleaşi

condiții ca și în cazul apei simple. Concentrațiile de praf determinate în acest caz au fost mai mici și variază în general cu debitul după o curbă asemănătoare cu cea de la apa simplă (fig. 2). Eficiența de reținere maximă — 32% — s-a obținut la debitul optim.

La perforarea umedă cu suspensii de bentonită în concentrație de 0,5%, s-au înregistrat în general rezultate mai puțin omogene. În etapele cu rezultate optime eficiența de reducere a prafului a crescut pînă la 88% față de apă simplă. În alte etape de experimentare eficiența n-a putut fi pusă în evidență, sau a fost foarte mică. Pe baza acestor rezultate nu pot fi trase concluzii definitive în ceea ce privește condițiile de aplicare și cu atît mai puțin cele de generalizare a umectanților. Întrucît, în cazul suspensiilor mai ales, pulverizarea soluției — inevitabilă la perforarea umedă cu debitarea axială a apei — constituie principala deficiență, semnalată de altfel și în literatură, merită atenție continuarea experiențelor la perforarea cu debitarea laterală a apei.

Un alt mijloc important pentru combaterea prafului este aerajul. Utilajele prevăzute a asigura cantitatea de aer necesară la locul de muncă, precum și compoziția normală a acestuia, trebuie folosite și în alte scopuri, ca acela al combaterii prafului la toate operațiile. În acest scop la elaborarea sistemului general de aeraj trebuie să se țină seamă și de condițiile de prăfuire. În țări cu experiență avansată în domeniul combaterii prafului, la calculul debitului necesar de aer se ia în considerare și prăfuirea. Debitul de aer stabilit trebuie să asigure diluarea concentrațiilor de praf sub limita maximă admisă. Este de la sine înțeles că acest lucru este posibil numai acolo unde sînt deja aplicate mijloace de combatere, sau, cu alte cuvinte, acolo unde prăfuirea care se formează în decursul diferitelor operații depășește numai de cîteva ori limita admisă. Măsura apare lipsită de sens în cazul minelor unde nu sînt aplicate mijloace de combatere, întrucît pentru diluarea prăfuirii generată de perforarea uscată, de pildă, ar rezulta din calcul cantități de aer așa de mari, încît, practic, ar fi imposibil de realizat.

La proiectarea aerajului general, este necesar să se evite aerisirea în serie. Determinările efectuate la mina Baia Sprie, pe circuitele principale de aeraj, au arătat că de-a lungul traseului, de la intrarea prin puțurile de aeraj de pe cele două circuite, concentrația de praf se mărește de aproximativ 10—12 ori.

Trebuie evitată, de asemenea, aerisirea prin difuzie în cazul galeriilor cu lungime mare, care, pe lîngă alte inconveniente, favorizează formarea zonelor de prăfuire în lungimi mari. Aceste lucrări trebuie dotate cu instalațiile de aeraj parțial corespunzătoare, conform prescripțiilor de tehnica securității. Rezultatele obținute de S.C.S.M., la determinarea prăfuirii în diferite variante de aeraj parțial la mina Baia Sprie, arată că aerajul aspirant prezintă o eficiență medie de desprăfuire de 30% față de aerajul prin difuzie. Aerajul combinat contribuie la reducerea prăfuirii la frontul de lucru cu circa 55% față de aerajul aspirant, iar aerajul refulant cu circa 44%. Aerisirea prin curentul general (cazul abatajelor din minele de minereuri) ocupă o poziție intermediară între aerajul aspirant și difuzie. Dispozitivul cu spumă uscată, al cărui principiu de funcționare este schițat în fig. 3, a fost experimentat în V. Jiului în

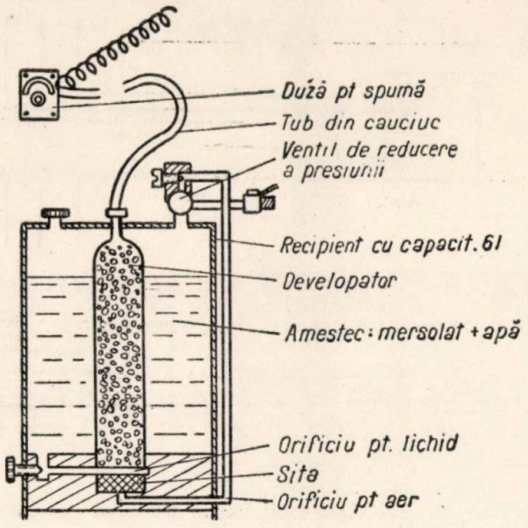


Fig. 3. Schița de principiu a aparatutlui cu spumă.

condițiile perforajului percutant pneumatic. Rezultatele obținute și observațiile culese în decursul experimentărilor au arătat că, în condițiile amintite, procedeul nu oferă o eficacitate satisfăcătoare, care să justifice generalizarea. Ținînd seamă de condițiile pentru care a fost creat, poate fi aplicat la perforarea găurilor ascendente, începînd de la înclinarea de 15—20°, eliminarea detritusului din gaură fiind asigurată prin căderea liberă. Pentru combaterea prafului și gazelor care rezultă la lucrările de împușcare, s-a experimentat perdeaua de ceață combinată cu aerajul. Literatura de specialitate menționează că la combinarea aerajului parțial cu perdeaua de ceață se poate obține o eficiență de desprăfuire care poate atinge 93,4% (fig. 4). Procedeul nu reclamă în plus, față de instalația de aeraj parțial, stabilită obligatorie prin normele de tehnica securității, decît pulverizatoare care, așa cum reiese din fig. 5, se pot confecționa de către orice atelier de mină.

Experimentările efectuate cu pulverizatorul construit la S.C.S.M. (fig. 5) la mina Baia Sprie într-o galerie cu lungime mare, aerisită aspirant, au arătat că în cazul combinării perdelei de ceață cu aerajul, timpul necesar pentru stabilirea compoziției normale a aerului la frontul de lucru se reduce la jumătate, față de împușcarea normală fără perdea de ceață. Concentrația gazelor nocive, exprimată în % volum CO convențional, scade sub limita admisă la 10 minute după împușcare, interval care se încadrează în pauza de 15 minute reglementată prin normele de tehnica securității.

În prezent, asemenea pulverizatoare se folosesc la combaterea prafului de cărbune în minele din V. Jiului.

Burajul cu apă, realizat prin înlocuirea dopurilor de argilă cu tuburi din material plastic umplute cu apă nu poate înlocui aerajul parțial mecanic.

unde se practică încă perforarea uscată. Pentru acest lucru, perforajul umed trebuie considerat, deocamdată, cel mai important mijloc de combatere, celelalte procedee, uscate sau cu spumă, urmînd să se aplice acolo unde din diferite motive nu este posibil de aplicat perforajul umed. De asemenea, pe baza rezultatelor obținute pînă în

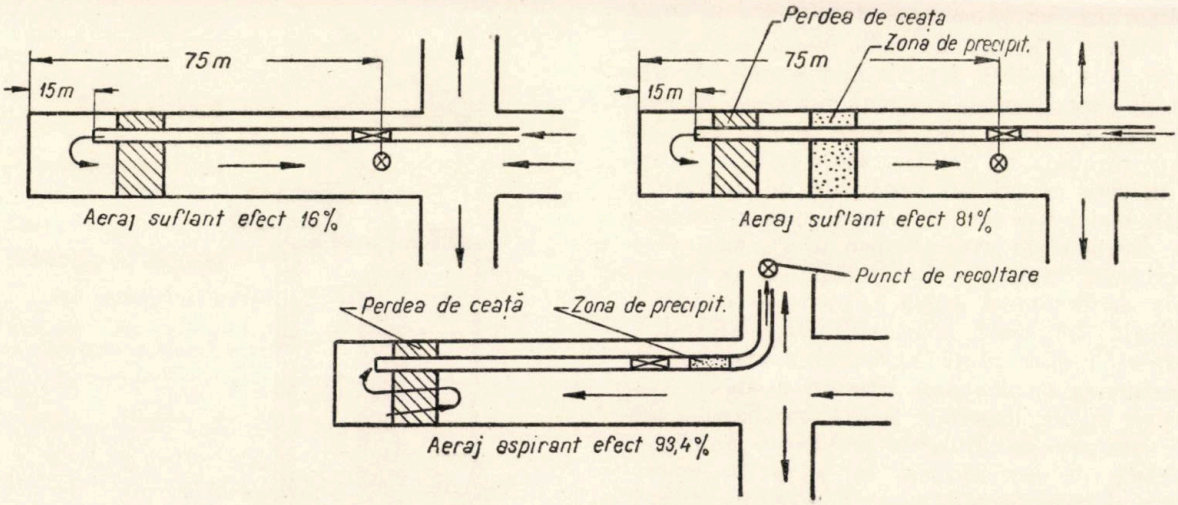


Fig. 4 Influența aerajului parțial și perdelei de ceață asupra prăfuirii la împușcare.

Combaterea prafului prin mijloace tehnice constituie în prezent cea mai importantă măsură de prevenire a îmbolnăvirilor prin silicoză. Planul complex de combatere trebuie să devină parte integrantă din planul general de exploatare și trebuie luat în considerare la elaborarea planului de pregătire și a metodelor de exploatare, împreună cu ceilalți parametri (caracteristicile de zăcămînt, aerajul, concentrarea producției, transportul etc.). Pentru aplicarea cu rezultate bune a mijloacelor de combatere cunoscute, trebuie analizate pe lîngă

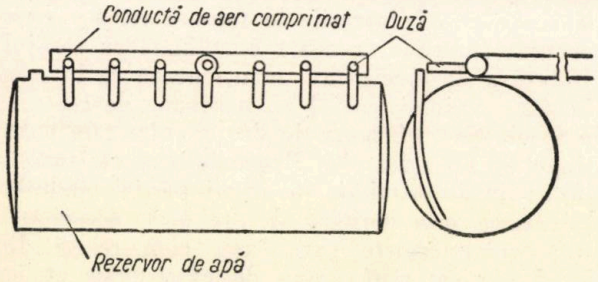


Fig. 5. Pulverizator construit la S.C.S.M.

condițiile locale și posibilitățile tehnice existente, pentru ca soluțiile la care se ajunge să fie posibile de aplicat. Este recomandabil ca acolo unde caracteristicile de zăcămînt o permit să se treacă la introducerea mijloacelor de combatere deja aplicate cu rezultate bune, a căror eficiență a fost de mult dovedită.

În acest sens și în lumina datelor din literatură, trebuie analizate în primul rînd condițiile pentru introducerea de mijloace de combatere a prafului la perforare în minele cu pericol de silicoză, prezent, se impune introducerea de mijloace de combatere și la celalte operații (împușcare încărcare).

La eforturile depuse de cadrele tehnice din întreprinderi pentru realizarea acestor obiective, trebuie să se alăture acelea ale institutelor de cercetări pentru perfecționarea mijloacelor de combatere aplicate și experimentarea de noi mijloace, în vederea îmbogățirii continue a posibilităților tehnice de luptă împotriva pneumoconiozelor în general și a silicozei în primul rînd.

BIBLIOGRAFIE

[1] ***: *Studiul pericolului prafului de rocă și mijloacele de prevenire și combatere a bolilor profesionale.* Studii S.C.S.M. 1956 și 1957.

[2] ***: *Determinarea gradului de prăfuire a locurilor de muncă, a zonelor prăfoase și stabilirea pericolului în funcție de conținutul de SiO_2, precum și studierea aplicării celor mai eficace metode pentru combaterea prafului de rocă.* Studiu S.C.S.M. 1958.

[3] ***: *Studii și cercetări asupra metodelor de combatere a prafului cu pericol de silicoză.* Studiul S.C.S.M.. 1959.

[4] ***: *Studii și cercetări în vederea determinării elementelor normative pentru combaterea prafului silicogen prin aeraj parțial.* Studiul S.C.S.M. 1959.

[5] Dr. Gabor, Pătrașcu M., Zamfirescu M., Nadudvary Gh. și Balcanyi N.: *Cercetări asupra ameliorării condițiilor de perforare umedă a găurilor de mină în vederea reducerii prafului.* Rev. minelor nr. 12, 1959, pag. 504.

[6] Baron L. I. și Smeleanski Z. E.: *Porfilaxia silicozei (materiale organizatorice-metodologice).* Medghiz 1956, Moscova.

[7] ***: *Prevenirea și suprimarea prafului în mine, galerii și cariere* (Primul raport internațional 1952—1954). B.I.T. Geneva, 1957.

CZ. 622.7.08

Stadiul actual al preparării minereurilor

Ing. BUJOR GEORGESCU şi ing. CORNELIU PANDELESCU

În ultimii 20 de ani, tehnica preparării substanţelor minerale a căpătat o deosebită importanţă. Aceasta este determinată de creşterea producţiei de metale şi de dezvoltarea respectivă a tuturor ramurilor de activitate tehnică. Cerinţele tot mai mari ale industriei metalurgice şi epuizarea sau însărăcirea zăcămintelor cunoscute de minereuri au dus la necesitatea punerii în valoare a unor noi zăcăminte cu conţinuturi reduse şi adesea foarte complexe. Aceasta a reclamat introducerea în tehnica preparării atît a unor procedee de mare productivitate, pentru acoperirea cerinţelor cantitative, cît şi a unor procedee noi de mare selectivitate, care să ducă la posibilitatea valorificării economice a tuturor componenţilor utili prezenţi în materia primă minerală. De asemenea, anumite ramuri industriale ale tehnicii moderne, care au căpătat o mare dezvoltare în ultima vreme, cer multe produse miniere noi. Diferite substanţe minerale, altădată fără importanţă, sînt astăzi materii prime de bază, ca de exemplu unele minerale de metale rare, minereurile radioactive şi numeroase minerale nemetalifere. Valorificarea economică a tuturor acestor substanţe nu este posibilă fără preparare, adesea în condiţii foarte dificile. Mai mult, deşi iniţial metodele preparării se aplicau în special în tehnica valorificării materiilor prime minerale, în prezent ea este extinsă şi dezvoltată şi în cadrul altor ramuri ale industriei, ca industria chimică, industria materialelor de construcţii etc.

Importanţa preparării este reflectată de organizarea în ultima vreme a numeroase congrese şi conferinţe internaţionale şi naţionale de preparare.

Ultimul congres ţinut la Londra cu participarea savanţilor sovietici — în cadrul căruia au fost prezentate 52 de comunicări, abordînd probleme din aproape toate domeniile preparării — a pus în evidenţă multe din aspectele stadiului actual al preparării, pe care, în limitele spaţiului disponibil, le prezentăm în cele ce urmează.

Sfărîmarea

Sfărîmarea ocupă în cadrul preparării un rol din ce în ce mai important, dată fiind necesitatea mereu crescîndă de a pune în valoare minereuri cu conţinuturi reduse de minerale utile şi asociaţii intime ale acestora între ele şi cu mineralele de gangă.

Pe această bază, în foarte multe ţări există preocupări însemnate pentru perfecţionarea metodelor şi maşinilor de sfărîmare.

Liniile pe care se merge pot fi caracterizate, în general, prin :

— perfecţionarea mecanică şi tehnologică a tipurilor clasice de maşini, în vederea reducerii consumurilor de energie şi materiale şi a măririi productivităţii lor ;

— raţionalizarea schemelor de lucru ;

— realizarea de noi tipuri de maşini cu eficienţă mărită.

O idee pusă în discuţie încă din 1957 la Congresul internaţional al preparării de la Stockholm şi pentru care s-a prezentat un foarte interesant material documentar, rezultat a numeroase încercări de laborator şi pilot şi a unei experienţe de cîţiva ani în domeniul industrial, este folosirea morilor cu bile şi bare la viteze supercritice şi înlocuirea corpurilor de măcinare din oţel cu bulgări din însuşi minereul care este supus măcinării (sfărîmare „autogenă") [1].

Lucrul la viteze supercritice, deşi este în contradicţie cu ceea ce se admite în mod obişnuit în tehnica măcinării, aduce o mărire sensibilă a productivităţii pe unitatea de volum a morilor şi constituie o tehnică nouă a măcinării în mori cu bile şi bare, care prezintă un deosebit interes atît pentru instalaţiile vechi cît şi pentru cele noi.

Măcinarea la viteză supercritică înseamnă funcţionarea morii cu viteze de rotaţie mai mari decît viteza critică, la care se consideră că se produce centrifugarea bilelor şi care este dată de relaţia :

$$n_c = \frac{42{,}3}{\sqrt{D}} \; rot/min.$$

Acest lucru este posibil deoarece în realitate, datorită alunecării bilelor față de căptușeala morii, centrifugarea nu se obține decît la viteze mai mari decît viteza considerată critică, care este cu atît mai mare cu cît încărcătura de bile este mai redusă și cu cît căptușeala morii este mai netedă. Astfel, în cadrul unor experimentări cu o moară cu bile cu căptușeală netedă, la o încărcătură de bile de ordinul a numai 10% din volumul morii (aproximativ 1/4—1/5 din încărcătura normală), centrifugarea s-a obținut abia la o viteză de aproape 6 ori mai mare decît așa-numita viteză critică.

La morile funcționînd cu viteze subcritice, măcinarea se face în cea mai mare parte prin lovire, ca urmare a căderii bilelor. La morile funcționînd cu viteze supercritice, datorită alunecării bilelor, se formează o zonă de măcinare prin frecare, foarte eficace, pe de o parte între straturile de bile, pe de altă parte între bile și căptușeala morii, deoarece încărcătura de bile, spre deosebire de căptușeala morii, se rotește cu viteză mai mică decît viteza critică.

Proporția de măcinare prin frecare, în raport cu măcinarea totală, crește rapid cu viteza de rotire a morii și explică mărirea productivității unei mori cu bile cînd lucrează la viteze supercritice.

Evident că morile clasice ar putea să funcționeze la viteze supercritice, nu prea mari față de viteza critică, fără modificări esențiale. Pentru viteze mai mari vor trebui însă să fie utilizate mori cu o construcție mai deosebită: mori echilibrate și așezate pe lagăre de rostogolire, prevăzute cu dispozitive de alimentare prin gravitație etc.

Moara cu viteză supercritică permite aplicarea avantajoasă a măcinării „autogene", care are ca urmare o reducere sensibilă a consumului de oțel, pe de o parte prin eliminarea bilelor sau barelor, pe de altă parte prin micșorarea uzurii căptușelii.

În cazul măcinării „autogene", pe peretele morii se formează un strat de material care se mișcă foarte puțin, sau de loc, față de căptușeală, restul materialului din moară mișcîndu-se în raport cu acest strat. Sfărîmarea se produce ca urmare a frecării bucăților de material de acest strat și între ele. Corpurile de măcinare sînt inutile în acest caz, iar căptușeala morii este larg protejată contra uzurii.

Practic, toate minereurile, rocile etc. pot fi măcinate „autogen", în condiții avantajoase din punct de vedere tehnic și economic. Cu cît este mai mare costul datorit consumului de corpuri de măcinare și căptușeli de mori metalice, la măcinarea clasică, cu atît este mai avantajoasă aplicarea măcinării „autogene".

O mașină de sfărîmare care în prezent atrage atenția în mod deosebit este moara Aerofall, care realizează simultan sfărîmarea și măcinarea fină, eliminînd deci treptele intermediare de sfărîmare [2].

Este vorba de o moară de construcție specială, scurtă, cu diametru mare, care lucrează uscat, în circuit închis cu un clasor pneumatic, măcinarea realizîndu-se în general „autogen", prin ciocnirea și frecarea bucăților de minereu.

Mărimea materialului brut cu care se alimentează o asemenea moară poate ajunge pînă la 90 cm, obținîndu-se produse cu diametrul sub 2 mm, dacă e cazul pînă la 95% sub 0,06 mm. Umiditatea minereului brut se poate ridica pînă la 18%, deoarece măcinarea se face într-un curent cald de aer. Cea mai mare parte a căldurii este furnizată de însuși procesul de măcinare, deoarece energia care se eliberează în moară la mișcarea corpurilor de măcinare se transformă aproape în întregime în căldură și numai o mică parte este folosită ca lucru de sfărîmare. Circulația aerului în interiorul sistemului contribuie astfel la schimburile calorice, ceea ce asigură deci posibilitatea măcinării minereurilor cu un conținut destul de ridicat de umiditate. Clasarea făcîndu-se în patru trepte, este posibilă obținerea unor produse de diferite mărimi, ceea ce constituie în multe cazuri un avantaj.

Uneori, în cazul minereurilor tari, se pot folosi bile de oțel cu diametru de 13—14 cm, în cantitate care nu depășește 2% din volumul morii.

Se pare că la moara Aerofall dezintegrarea minereului de-a lungul limitelor naturale ale grăunților este mult mai accentuată decît la măcinarea în alte tipuri de mori, motiv pentru care și rezultatele concentrării ulterioare sînt mai bune.

Astfel, folosind mori Aerofall cu diametrul de circa 7 m pentru măcinarea unui minereu de cupru din Transvaal, la prepararea ulterioară prin flotație a minereului respectiv s-a obținut o extracție de cupru de 93,5%, cu o măcinare de 65% $< 74\,\mu$. Lucrînd cu mori obișnuite cu bile, pentru a obține la flotație o extracție de cupru de 92% a fost necesară o măcinare de 85% $< 74\,\mu$.

Încercări comparative între moara Aerofall și mori cu bare, cu măcinare umedă și uscată, făcute cu minereuri sărace de magnetită din Suedia au arătat avantajele morii Aerofall [3]. Comparația a fost făcută pe baza consumului de putere, granulometria produsului măcinat și concentrabilitatea lui, și uzura corpurilor de măcinare și a căptușelii morii. Pentru moara cu bare sînt necesare în prealabil cel puțin 2 trepte de sfărîmare, în timp ce moara Aerofall realizează măcinarea produsului minier pînă la granulația cerută într-o singură treaptă, și dă o eliberare considerabil mai bună a speciilor minerale, cu atît mai bună cu cît se macină minereu mai dur.

Costurile pentru uzura căptușelii morii cît și pentru consumul de energie sînt mai reduse la moara Aerofall, care lucrează „autogen", decît la moara cu bare. Proprietatea de a măcina selectiv a morii Aerofall și evacuarea promptă a produsului măcinat din această moară, fac ca să se obțină produse cu granulometrie mai strînsă și care dau rezultate mai bune la concentrare. Con-

centrarea magnetică ulterioară este mult ușurată și de faptul că produsul măcinat la moara Aerofall este obținut dintr-o dată sub formă de mai multe clase granulometrice.

Este interesant de menționat încercările de laborator făcute în Finlanda, la Outokumpu, cu o moară verticală [5].

În comparație cu o moară orizontală de mărime egală, moara verticală are o capacitate de 6—8 ori mai mare, la același grad de măcinare, consumul de energie fiind practic același.

Pe linia îmbunătățirii schemelor de măcinare sînt de menționat perfecționările aduse aparaturii și practicii de laborator pentru cercetarea comparativă a măcinării în circuite închise, deschise, uscate și umede, în diferite tipuri de mori [4].

Clasare, îngroșare și limpezire

Caracteristicile multora dintre minereurile exploatate în prezent, ca și urmărirea valorificării cît mai complete a lor, impun folosirea unor fluxuri tehnologice mult mai complexe decît în trecut. Complexitatea acestor fluxuri, care necesită în general o măcinare fină a materialului și folosesc metode umede de concentrare, face ca operațiile de clasare, îngroșare și limpezire să intervină din ce în ce mai mult în uzinele de preparare. Adesea chiar, clasarea, îngroșarea și limpezirea constituie operații cu caracter determinant pentru alegerea unei anumite scheme sau pentru reușita întregului proces de preparare.

Dată fiind importanța crescîndă a operațiilor de clasare, îngroșare și limpezire, există numeroase preocupări pentru cercetarea mecanismului intim de producere a lor și a posibilităților de influențare a diferiților parametri care intervin, urmărindu-se accelerarea și îmbunătățirea proceselor respective.

Astfel, sînt foarte interesante cercetările teoretice și experimentale făcute în S.U.A., privind îngroșarea [6]. Urmărirea procesului de îngroșare, s-a făcut, printre altele, determinînd variația densității pe înălțime, în funcție de timp, cu o metodă perfecționată folosind raze γ. S-a putut stabili, pe baza determinărilor experimentale, un model matematic al procesului. Teoretic, procesul este asemănat cu un proces de filtrare de jos în sus. În prima fază filtrarea se face prin canalele dintre flocule. În faza a doua (tasarea definitivă), filtrarea se face chiar prin capilarele floculelor. Rezultatele experimentale confirmă bine concluziile teoretice.

Hidrocicloanele, ca aparate de îngroșare sau limpezire, continuă să fie în centrul atenției; există preocupări multiple în legătură cu ele, atît în ceea ce privește construcția cît și exploatarea și îmbunătățirea performanțelor lor, ele fiind obiectul a numeroase studii teoretice și experimentale. Astfel, unele cercetări au dus la stabilirea de relații care permit să se calculeze dimensiunile hidrocicloanelor îngroșătoare în funcție de caracteristicile tulburelilor de tratat [7], sau care arată legătura dintre indicii tehnologici și constructivi [8].

Îmbunătățirea eficacității hidrocicloanelor clasoare a fost obținută prin introducerea în mod convenabil a unui jet de apă în partea de jos a hidrociclonului. Aceasta are ca efect o micșorare importantă a cantității de material fin antrenat în produsul grob, adică în scurgerea hidrociclonului. În acest fel, în cazul folosirii hidrociclonului ca aparat de clasare în circuitele închise de măcinare, se reduce încărcătura recirculantă a morii și se evită supramăcinarea.

Într-un caz concret, la un circuit cuprinzînd o moară cu bile de $2{,}70 \times 2{,}40$ m, cu capacitatea de 22 t/h, și un hidrociclon cu diametrul de 0,6 m, prin introducerea jetului de apă, s-a micșorat sarcina recirculantă totală de la 350 la 160%, cantitatea orară de grăunți sub 0,075 μ scăzînd de la 8 t la mai puțin de 2 t [9].

O aplicare interesantă a forțelor centrifuge la operații de clasare și concentrare este realizarea unui aparat folosind un tub rotativ prin care circulă suspensia minerală. Separarea este rezultatul diferențelor între vitezele diferitelor particule, în timpul mișcării de-a lungul tubului, atît înainte cît și după ce ating peretele tubului. Rezultatele experimentale obținute pentru un amestec de galenă și calcar au arătat că există un domeniu al vitezelor de rotație a tubului la care, practic, toată galena este reținută și cea mai mare parte a calcarului eliminată. Această comportare depinde foarte puțin de mărimea particulelor, permițînd deci tratarea unui material foarte larg clasat (de ex. 0,12—2 mm) [10].

Concentrarea

Flotația. O deosebită preocupare a cercetătorilor din domeniul flotației o constituie adîncirea cunoașterii și explicării științifice a fenomenelor care au loc în flotație, fără însă să se neglijeze și aspectele aplicării flotației în cazuri concrete.

Pe această linie atrag în mod deosebit atenția cercetările efectuate de oamenii de știință sovietici.

Pentru cercetare, s-au aplicat metode variate, metode vechi perfecționate sau metode noi. Printre acestea, metodele cu izotopi radioactivi ocupă un loc important în laboratorul modern de preparare a substanțelor minerale, izotopii radioactivi devenind un prețios instrument de cercetare.

Aspectele cercetate, din complexul de fenomene care au loc în flotație, sînt diferite: adsorbția și desorbția reactivilor la suprafața mineralelor, procesul de adeziune dintre particulele minerale și bulele de aer, termodinamica fenomenului de udare etc.

Astfel, s-a urmărit obținerea de date noi cu privire la cinetica adsorbției reactivilor de flotație la suprafața mineralelor, aplicîndu-se o metodă de lucru cu trasori radioactivi, pentru cercetarea adsorbției unor reactivi (xantat, sulfat de cupru) și studiindu-se legile cineticii flotației blendei în

prezența ionilor de cupru, care sînt factor determinant pentru stabilitatea depresării cu ajutorul KCN și $K_2Zn(CN)_4$. Viteza de adsorbție a fost găsită a fi proporțională cu concentrația de reactiv, independent de valență. Compusul format prin adsorbția reactivului pe suprafața minerală poate să difere de compusul format prin reacție chimică obișnuită [11].

Stabilitatea fizică și chimică a stratului de colector adsorbit la suprafața particulelor minerale este factor hotărîtor pentru rezultatele flotației.

În condiții obișnuite, formarea unui strat de adsorbție cît mai stabil este de dorit, dar la flotația selectivă straturi de adsorbție foarte stabile pot fi adesea supărătoare.

În legătură cu stabilitatea stratului de colector și distrugerea lui, s-a cercetat posibilitatea îmbunătățirii concentratelor flotației selective prin folosirea cîtorva metode, cunoscute sau noi, ca acțiunea ultrasunetelor, schimbarea temperaturii, acțiunea curentului electric cu frecvență înaltă sau normală și abraziunea [12].

În cadrul altor lucrări pentru cercetarea straturilor superficiale de reactivi de flotație la suprafața mineralelor și a influenței structurii mineralelor asupra interacțiunii lor cu reactivii, s-au folosit: microautoradiografii, electronografii, determinarea momentelor potențiale și determinarea potențialelor în diferite puncte ale suprafeței [13]. Metodele de lucru folosite au permis să se determine distribuția reactivilor pe suprafața unor minerale sulfuroase și nesulfuroase și stabilitatea și mobilitatea straturilor superficiale de reactivi, punîndu-se în evidență faptul că structura mineralelor ca fluorina, calcita, ilmenita și zirconiul influențează acțiunea gazelor și interacțiunea cu reactivii. Pe baza determinărilor s-a conturat o concepție privitoare la neomogenitatea electrochimică a suprafeței mineralelor și la rolul proprietăților semiconductoare ale suprafeței în interacțiune cu reactivii. Concepțiile teoretice sugerează posibilitatea întrebuințării oxigenului, azotului, oxidanților și a unor reactivi pentru a obține prin flotație o separare mai bună a mineralelor cercetate.

Cercetările asupra timpului minim de contact necesar pentru stabilirea adeziunii între o bulă de aer și o particulă minerală și a factorilor care influențează flotația au arătat că există o relație liniară inversă între timpul minim de contact și temperatură. Panta dreptei care ilustrează relația este funcție de concentrația de colector, ajungînd la zero la concentrații mari [14].

Pentru studiul termodinamic al procesului de adeziune a particulelor minerale la bulele de aer, prezintă interes cercetările asupra legăturii dintre energia de adsorbție și udabilitatea suprafețelor solide în soluții de substanțe superficial active [15]. Aceste cercetări au dus la găsirea unei relații liniare între energia de adsorbție și udabilitate, fiind stabilite trei tipuri de izoterme de udare pentru sistemele solid-soluție cercetate.

Interesante sînt și studiile teoretice cu aplicabilitate practică privind utilizarea gazelor ce se degajă din soluție, pentru intensificarea procesului de flotație, arătîndu-se că producerea așa-numitelor bule de gaz de precipitație poate face să crească mult eficacitatea flotației [16]. Pentru dezvoltarea intensă de bule care are loc în cazul tulburelilor suprasaturate cu gaze, a fost stabilită o ecuație definind cinetica și termodinamica procesului.

Alte studii privesc interpretarea unghiului de contact, la contactul interfețelor solid-lichid-gaz [17]. Unghiul de contact este o măsură a deformării suprafeței gaz-lichid în urma procesului de adeziune a bulei de aer la suprafața minerală. Numai cînd lucrul de deformare ar fi produs în întregime de energia interfacială, fără intervenția energiilor cinetică și gravitațională, expresia cunoscută:

$$\sigma_{sg} - \sigma_{sl} = \sigma_{gl} \cos \theta$$

exprimă corect relația dintre mărimea deformației măsurată prin unghiul de contact și energiile interfaciale libere. În practică este totdeauna prezentă și acțiunea gravitației, chiar în adeziunea statică. Ca urmare, valorile unghiului de contact determinate experimental cu bule de aer sau picătură de lichid, destul de mari, trebuie corectate pentru a putea fi folosite în ecuația de mai sus. Corecția are o semnificație cu atît mai importantă cu cît unghiul de contact este mai mic.

Cercetarea cîtorva factori afectînd selectivitatea în flotația diferențială a minereurilor de plumb-zinc, și în special a minereurilor oxidate, a arătat că selectivitatea flotației după măcinare în mori metalice sau mori de porțelan depinde în mare măsură de particularitățile mineralogice ale mineralelor utile și de gangă și este influențată de natura căptușelii morii și a corpurilor de măcinare.

Depresanții pentru zinc par să aibă numai o acțiune moderată, iar mineralele oxidice de plumb tind să activeze blenda, în timp ce fierul metalic, provenit din uzura bilelor și a căptușelii morii, tinde să o depreseze. Selectivitatea a fost îmbunătățită dacă la sulfatul de zinc s-a adăugat sulfat de amoniu sau silicat de sodiu [18].

În legătură directă cu practica flotației, într-un caz s-a cercetat efectul cîtorva depresanți asupra sericitului din ganga unui minereu plumbos [19]. Sericitul flota ușor mai ales în circuit alcalin, impurificînd concentratele. Flotația sericitului a putut fi redusă, lucrînd în mediu ușor acid și folosind ca depresanți derivați sulfonați ai lignitului, tanin, coloranți și alții. Cîțiva dintre acești reactivi depresează parțial și pirita și grafitul prezenți în minereu.

Pentru prepararea unui minereu de ilmenită, s-a propus o schemă interesantă, a cărei caracteristică constă în recondiționarea concentratului înaintea fiecărei reflotări, ceea ce a făcut posibilă obținerea unui concentrat cu 44% TiO_2 [20]. Uleiul de tall, care a fost folosit împreună cu

"fuel-oil", trebuie să fie emulsionat într-un agitator, cu sau fără reactiv de emulsionare. Studiile au arătat că deşlamarea înainte de flotaţie îmbunătăţeşte rezultatele şi micşorează consumul de reactivi. Reducerea conţinutului de anhidridă fosforică în concentrat, pînă la 0,03%, s-a realizat prin flotarea apatitului înaintea ilmenitului şi depresare în circuitul de reflotare.

Cercetările efectuate la instalaţia de la Otanmäki (Finlanda) au dus la o creştere a extracţiei de TiO_2 pînă la 90%, fără a se reduce calitatea concentratelor (44% TiO_2), făcîndu-se o flotaţie fără deşlamare, după condiţionare mai îndelungată cu reactiv (ulei de tall, „fuel-oil", şi un agent emulsionant [21]. Schema adoptată şi rezultatele bune obţinute sînt explicate prin :

— uleiul de tall şi „fuel-oil"-ul nu aderă în mod spontan la grăunţii de ilmenită, ceea ce determină necesitatea unei condiţionări mai îndelungate ;

— uleiul de tall formează la suprafaţa particulelor minerale un prim strat hidrofob ; adsorbţia „fuel-oil"-ului pe acest strat duce la aglomerarea selectivă a particulelor de ilmenit, ceea ce favorizează flotaţia ;

— spumele obţinute numai cu ulei de tall sînt prea dense şi puţin selective ; „fuel-oil"-ul modifică în sens favorabil calitatea spumei ;

— reactivii emulsionanţi micşorează consumul de energie la condiţionare şi favorizează depresarea mineralelor de gangă.

La Institutul Mehanobr din Leningrad s-au făcut cercetări ale căror rezultate au fost confirmate de practică, privind flotaţia unor minereuri de fier şi a unor şlamuri provenite de la concentrarea gravitaţională a unui minereu de mangan [22]. Caracteristice pentru aceste minereuri sînt marea suprafaţă specifică a mineralelor, utile, flotabilitatea ridicată a mineralelor de gangă şi prezenţa pulberilor fine în proporţie însemnată, ceea ce face ca flotaţia lor să fie foarte dificilă. Folosind white-spirit oxidat, ca şi emulsie de ulei de tall special preparată, şi alţi reactivi (acizi graşi, reactivi cationici etc.), s-au obţinut din şlamurile de la prepararea gravitaţională a minereurilor manganoase concentrate cu 35—40% Mn, şi din minereuri limonitice sărace (13—16% Fe) concentrate cu 41—48% Fe, cu o recuperare suficient de bună.

Prezintă de asemenea interes schema adoptată pentru separarea micei de feldspat (instalaţia de la Foxdale, Isle of Man—Anglia) [23]. Este vorba de o schemă combinată cuprinzînd flotaţia cu spumă şi flotaţia pe mese, ceea ce permite să se evite o măcinare prea înaintată, în acest mod micşorînd pierderile prin şlamuri şi obţinînd produse finite cu o mărime de particule care permite transportarea în vrac fără pierderi mari ; această schemă face posibilă îndepărtarea fulgilor mari de mică imediat ce sînt eliberaţi şi permite eliminarea filtrării şi uscării.

Concentrarea gravitaţională. Pe lîngă metodele clasice de concentrare gravitaţională — zeţajul şi mesele de concentrare — în ultimii 20 de ani, s-a dezvoltat mult metoda de separare în medii dense, în cuvă pentru materiale mai grobe şi în hidrocicloane pentru materiale mai fine.

În domeniul metodelor gravitaţionale, au fost continuate studiile şi cercetările privind bazele teoretice ale zeţajului şi meselor de concentrare [24], [25], obţinîndu-se noi date care pun în evidenţă influenţa pe care o au asupra desfăşurării procesului, caracteristicile materialului şi ale maşinii.

Metoda cu medii dense şi-a extins domeniul de aplicare şi la separarea diamantelor, fiind folosită cu succes în acest scop în Africa de Sud. Spălarea în hidrocicloane urmată de concentrare în mediu dens a dus la mărirea extracţiei de la 96 la 99% [26]. Observaţiile făcute cu această ocazie au arătat importanţa menţinerii viscozităţii suspensiei de ferosiliciu folosită ca mediu, la o valoare cît mai scăzută. De asemenea a fost pus în evidenţă rolul granulaţiei, fromei şi gradului de magnetizare al particulelor materialului de îngreunare etc.

În cazul unor instalaţii de concentrare în conuri cu suspensii grele, realizate cu materiale magnetice, tratînd nisipuri diamantifere, precum şi minereuri de mangan, din Africa de Sud, a fost posibilă îmbunătăţirea apreciabilă a rezultatelor separării, reglînd cu un dispozitiv electromagnetic evacuarea produsului greu şi folosind şi televiziunea pentru controlul de la distanţă al diferitelor instalaţii [27].

Utilizarea hidrocicloanelor ca aparate de concentrare în mediu dens a materialelor fine, prezentînd mult interes, a determinat efectuarea de studii şi cercetări în legătură cu bazele teoretice ale procesului de concentrare în mediu dens în hidrociclon [28]. Au fost puse astfel în evidenţă importanţa alimentării cu debit constant, a vitezei suficient de mari pentru a obţine forţe centrifuge adecuate şi a unui apex potrivit pentru debitul scurgerii.

Utilizînd hidrocicloanele cu presiune joasă (pînă la 3 m coloană de apă), pentru pregătirea (îngroşare şi deşlamare) materialului mărunt (clasa 0,074—0,50 mm) cu care se alimentează maşinile de zeţaj, s-a reuşit să se îmbunătăţească în mod evident procesul de preparare a unui minereu de staniu din Malaya [29].

Posibilitatea folosirii unui lichid greu ca mediu dens la prepararea industrială a minereurilor este în general exclusă, din cauza preţului de cost mare în raport cu suspensiile minerale. De aceea, folosirea lichidelor dense pentru minereuri este limitată în laborator. În Israel, datorită obţinerii la un preţ de cost foarte redus a tetrabrometanului (din apa Mării Moarte), acesta a putut fi utilizat ca mediu dens în mai multe instalaţii de preparare, în condiţii avantajoase din punct de vedere tehnic şi economic. Folosirea acestui lichid greu în locul unei suspensii prezintă avantajul menţinerii constante, cu uşurinţă, a densităţii şi

dă posibilitatea concentrării eficace a materialului mărunt și fin [30].

Concentrarea magnetică și electrică. În trecut, cantitatea de minereuri de fier supusă operațiilor de concentrare era destul de mică, majoritatea minereurilor exploatate putînd fi utilizate direct în furnal.

În ultimele decenii și mai ales în ultimii ani, necesitatea de a apela la minereuri cu conținuturi scăzute de fier a impus extinderea pe scară largă a preparării și la minereurile de fier. Printre metodele de concentrare aplicate, separarea magnetică ocupă un loc important.

Avantajele pe care le oferă separarea magnetică pentru tratarea minereurilor de fier, nu numai cu minerale puternic magnetice dar și a celor cu minerale slab magnetice, au dus la executarea de numeroase studii și cercetări pentru realizarea de aparatură care să permită prepararea economică și a minereurilor cu minerale slab magnetice, precum și a celor care necesită o măcinare înaintată [31].

Pe această linie, se situează cercetările efectuate la Institutul de tehnologie din Stockholm cu cîteva minereuri de magnetită din Suedia, care au dus la construirea unui nou tip de separator lucrînd uscat (separatorul Mörtsell-Sala), cu cîmp realizat cu ajutorul magneților permanenți, la care acțiunea cîmpului magnetic este combinată cu acțiunea gravitației și a forțelor centrifuge [32].

De asemenea, a fost construit un nou separator magnetic umed pentru minerale slab magnetice, măcinate fin, care lucrează ciclic (separatorul Jones). Succesiunea ciclică a operațiilor este automatizată. Ciclurile de funcționare la acest separator constau în :

— colectarea particulelor magnetice pe o serie de plăci fin canelate care se găsesc între polii magnetici ai separatorului ; prin canalele acestor plăci curge tulbureala cu minereul de separat ;

— spălarea cu un curent de apă a materialului colectat ;

— eliminarea cu ajutorul curentului de apă a particulelor magnetice care au aderat la plăci, în timp ce cîmpul magnetic este mult micșorat.

Eficacitatea acestui aparat este foarte mare. Astfel, tratînd suprascurgerea unui îngroșător, conținînd material în majoritate de 15—35μ, cu 0,9% WO_3, s-a obținut un concentrat cu 8% WO_3 [34].

Pentru concentrarea minereurilor de fier din Lorena s-a încercat cu succes, de către IRSID (Franța), folosirea unui nou separator (separatorul Forrer). În acest aparat, care lucrează umed, separarea se face într-un culoar magnetic format între doi poli în formă de plăci cu canale ; grăunții magnetici din tulbureală se mișcă pe verticală de-a lungul acestui culoar, în timp ce grăunții nemagnetici sînt deviați lateral din acest culoar de un curent înclinat de apă.

Înclinarea curentului de apă este dată de forma specială a canalelor plăcilor. Studiile făcute au arătat că prelucrarea cu acest separator a minereurilor de fier din Lorena revine la un preț de cost mai redus decît prelucrarea în separatoarele de mare intensitate, lucrînd uscat, folosite în prezent, iar rezultatele tehnologice sînt cu totul asemănătoare [35].

De asemenea și aparatura pentru prăjirea magnetizantă a minereurilor de fier constituie obiectul unor cercetări. Astfel la o instalație pilot din Suedia, s-a experimentat un cuptor rotativ de prăjire magnetizantă prevăzut cu dispozitive de recuperare a căldurii, obținîndu-se astfel o economie importantă de combustibil și deci o reducere substanțială a costului prelucrării [33].

Prăjirea sideritei care conține și material sub 5 mm, în cuptoare clasice, prezintă o serie de dificultăți, datorită în general creșterii considerabile a rezistenței patului de material și în același timp distribuției neregulate a aerului în furnal, ceea ce are ca urmare o reducere a capacității de prelucrare și o înrăutățire a calității produselor prăjite ; înrăutățirea calității produselor prăjite influențează negativ procesul de separare magnetică.

Din aceste motive s-au încercat în ultimii ani mai multe tipuri de cuptoare, dintre care cuptorul cu pat fluidizat a dat cele mai bune rezultate. Încercări de laborator făcute cu siderita de Siegerland (Germania) au arătat că prăjirea acestei siderite în pat fluidizat este avantajoasă din punct de vedere tehnic, datorită în special omogeneității pronunțate a materialului prăjit, care ușurează foarte mult concentrarea magnetică [39].

Posibilitatea de a folosi, cu rezultate bune, separarea electrostatică la tensiuni înalte, pentru prepararea unor nisipuri titanifere, minereuri de crom, de fier, de tungsten etc., a făcut ca și această metodă de concentrare să fie obiect de studiu [36].

De asemenea, în legătură cu separarea electrostatică, sînt interesante cercetările efectuate în U.R.S.S. asupra posibilităților de modificare selectivă a conductivității de suprafață a mineralelor, printr-o tratare corespunzătoare cu reactivi sau agenți fizici. Aceste cercetări au pus în evidență faptul că conductivitatea de suprafață a mineralelor dielectrice este influențată în mare măsură de umiditatea aerului înconjurător și este determinată mai ales de cantitatea de apă adsorbită la suprafața mineralelor. Pe această bază, mineralele pot fi împărțite în patru grupe principale după cum :

— conductivitățile mineralelor de separat coincid în aer umed, însă diferă în aer uscat ;

— conductivitățile coincid în aer uscat, dar diferă în aer umed ;

— conductivitățile diferă la unele valori ale umidității ;

— conductivitățile sînt aceleași indiferent de umiditate.

În primul caz separarea electrostatică se poate face în aer uscat sau după uscarea materialului de separat, iar în al doilea caz după umezirea lui. Nici al treilea caz nu prezintă dificultate, însă

pentru ultimul caz este necesară o tratare specială a mineralelor, cu reactivi, care schimbă hidrofobicitatea suprafeței lor și, ca urmare, comportarea lor la separarea electrostatică. Principiile teoretice ale acestui ultim tratament sînt similare cu principiile de bază ale proceselor care au loc la suprafața mineralelor în flotație [37].

Pentru separarea diamantelor din pietrișuri opace s-a pus la punct un procedeu bazat pe capacitatea diamantelor de a refracta lumina, în timp ce ganga este relativ opacă pentru lumină. Un dispozitiv electronic recepționează lumina refractată de diamantele care se găsesc în materialul care circulă pe o bandă de transport și comandă mecanismul de separare a lor [38].

Procese chimice

Imposibilitatea de a obține rezultate satisfăcătoare cu metode fizice, la prepararea unor minereuri cu asociații foarte fine sau complexe, a dus la necesitatea de a aplica metode chimice de tratare, care în multe cazuri constituie soluții bune din punct de vedere al economicității procesului general de valorificare și al calității produselor obținute.

Astfel, o metodă nouă care promite să aibă interesante aplicații industriale, este aceea care permite extracția și obținerea plumbului în stare foarte pură, din minereuri sau materiale, folosind schimbători de ioni [40]. Procedeul constă din :

— oxidarea materialului în autoclavă, în soluții apoase, pentru a transforma mineralele de plumb în sulfat sau în oxid de plumb ; tratamentul este astfel condus, încît lasă netransformate blenda sau pirita care se găsesc în produsul tratat ;

— tratarea, la temperatura ambiantă, a sulfatului sau oxidului de plumb cu o soluție de amine alchilice în apă, obținîndu-se un complex plumb-amină solubil ; în cazul dietilentriaminei, soluția poate ajunge să conțină pînă la 650 g plumb la litru ;

— precipitarea plumbului, după filtrarea soluției, sub formă de carbonat bazic de plumb, prin tratarea soluției cu CO_2 ;

— reducerea cu cărbune, la circa 800°, a carbonatului bazic de plumb, obținîndu-se plumb foarte pur și CO_2 ; CO_2 este reutilizat la precipitare ;

— recuperarea soluției de amine prin tratare cu var, care precipită ionii SO_4 sub formă de sulfat de calciu.

Deoarece metale ca nichel, cupru, cobalt, zinc, cadmiu, care formează amine complexe, nu sînt precipitate de CO_2, se realizează, prin precipitarea cu CO_2, o separare foarte netă a plumbului, putîndu-se obține plumb cu o puritate de 99,99%.

O metodă pentru valorificarea concentratelor inferioare de scheelit, wolframit și de wolfram cu molibden a fost obținută prin perfecționarea procesului de tratare cu sodă în autoclavă. Încercările au arătat că este posibilă obținerea de recuperări pentru wolfram de 94—99%, pentru molibden de 98—99% [41].

Rezultate care prezintă interes au fost obținute în urma cercetărilor privind cinetica separării silicei berilului și zirconiului prin dizolvarea silicei în soluții alcaline, la 300°, sub presiune [42].

Pentru prepararea minereurilor de uraniu, în vederea obținerii concentratelor de oxid de uraniu, se folosesc în Australia metode ca [43] :

— dizolvarea, pentru minereuri refractare, minereuri tratabile prin dizolvarea acidă și minereuri cerînd tehnici speciale de dizolvare ;

— metode cu schimb de ioni și extracție cu solvenți.

În Franța, în mod obișnuit, se aplică un tratament chimic urmat de folosirea schimbătorilor de ioni. În prezent există tendința introducerii în practică a procesului chimic denumit „proces cu preconcentrare calcică", la care se obține ca produs intermediar un preconcentrat calcic [44].

Cercetarea metodelor de preparare

Pe linia preocupărilor în legătură cu o cît mai rațională punere în valoare a rezervelor de zăcăminte minerale ,trebuie menționate cercetările sistematice ale Laboratorului național de metalurgie din India, privind posibilitățile de preparare a minereurilor manganoase sărace din 30 zăcăminte. Din punct de vedere al preparării, în funcție de ganga prezentă și asociațiile mineralelor de mangan, minereurile cercetate au putut fi împărțite în patru grupe :

— minereuri simple, conținînd ca minerale de gangă mai ales cuarț, apatit sau alte minerale ușoare, preparabile prin metode gravitaționale, separare magnetică sau flotație directă ;

— minereuri feruginoase, conținînd minerale de fier, care necesită o prăjire reducătoare magnetizantă, urmată de concentrare magnetică ;

— minereuri cu granați, preparabile prin flotație sau separare electrostatică, cînd există condiții favorabile ;

— minereuri complexe, cu mai mult sau mai puțin fosfor, care necesită o schemă de preparare complicată [45].

Pentru purificarea preconcentratelor gravitaționale de staniu s-a cercetat posibilitatea folosirii flotației, și anume flotația cu spumă, în condiții speciale, pentru materialul fin și flotația pe mese, pentru materialul grob [46].

Pentru îmbunătățirea procesului de concentrare a apatitei de la Sukulu (Uganda) s-a propus o schemă cuprinzînd : separarea magnetică, deșlamarea în hidrocicloane, flotație, cu care se poate obține un concentrat cu 90,6% fosfat de calciu (circa 41,5% P_2O_5) [47].

Control și metode de interpretare a rezultatelor

Controlul diferitelor faze ale procesului tehnologic și al funcționării mașinilor dintr-o uzină de preparare, are o mare importanță pentru posibilitatea supravegherii și conducerii raționale a procesului de preparare. De aceea automatizarea controlului în uzinele de preparare se impune ca o măsură care contribuie efectiv la îmbunătățirea rezultatelor tehnico-economice. De exemplu, dată fiind variația instantanee a conținuturilor alimentării, care are ca urmare o mare dispersie a rezultatelor flotației, ameliorarea rezultatelor se poate face prin controlul rapid și automat al conținutului de metal al alimentării. Determinarea rapidă la un moment dat a conținutului de substanță utilă a materialului din alimentare se poate realiza utilizînd o metodă de analiză bazată pe fluorescența minereului în raze X. În acest fel, se poate regulariza automat debitul de tulbureală, nu numai în funcție de greutatea alimentării, ci și de cantitatea de substanță utilă conținută.

Tehnica modernă a controlului automat poate fi aplicată la majoritatea operațiilor de preparare (sfărîmare, măcinare, flotație etc.), efectul economic fiind reducerea simțitoare a cheltuielilor de exploatare. De asemenea automatizarea permite controlul de la distanță al uzinelor de preparare [48].

Pentru aprecierea comparativă a rezultatelor diferitelor procese de preparare, se simte lipsa unui indice general potrivit. Obișnuit, aprecierea se face pe baza conținutului concentratului și extracției de metal, în raport cu conținutul minereului. Cercetarea relației dintre acești parametri a arătat că este posibilă caracterizarea unui proces de concentrare printr-un indice denumit „factor de separare" [49].

De asemenea a fost propusă o metodă de apreciere liniară a rezultatelor flotației, bazată pe un studiu publicat cu cîțiva ani în urmă. Această metodă prezintă printre altele avantajul posibilității unui control precis al încercărilor de flotație din laborator [51].

Încrederea care se poate acorda rezultatelor unei serii de încercări de flotație în celule de laborator a fost supusă unui studiu, făcîndu-se o interesantă analiză statistică a unora dintre variabilele care pot cauza dispersia rezultatelor [50].

Rezultatele unor serii de încercări cu diferite minereuri au arătat că, pentru aceeași recuperare de substanță utilă, deviația standard caracterizînd distribuția valorilor conținuturilor concentratelor, pentru același minereu, a fost între 5 și 10% (deci foarte mare). Analiza variației a arătat că încercările înseși erau principala sursă de eroare și că neprecizia dată de modul de luare a probelor și analizele chimice ale produselor era foarte mică. Aceste observații au condus la proiectarea și realizarea unei celule de laborator perfecționată (menținerea constantă a nivelului tulburelii, debit constant de aer, evacuare mecanică a spumei etc.).

Rezultatele obținute cu această nouă celulă arată o dispersie mult mai mică.

În laboratorul de mineralogie, pentru cercetări ajutătoare studiilor de preparare, s-au introdus tehnici și aparate noi, ca : separator cu coloană de difuzie, microjgheab de spălare, microvolumometru, aparat rotativ de luarea probelor ș.a. [52].

Trimiterile din text se referă — în ordine — la lucrările prezentate la Congresul internațional de prepararea minereurilor de la Londra, apărute în culegerea editată de I.M.M. și recenzată în acest număr al revistei.

Congresul internaţional de prepararea minereurilor

Londra, 6 — 9 aprilie 1960

The Institution of Mining and Metallurgy, Londra, 1960.

Secţia întîia: SFĂRÎMARE

1. R. T. Hukki (Finlanda: **Studiu fundamental al caracteristicilor de sfărîmare ale morilor cu bile**

Autorul prezintă rezultatele unui studiu experimental al sfărîmării, în diferite condiţii, în morile cu bile, la viteze subcritice şi supracritice: comparaţia caracteristicilor de sfărîmare se face pe baza unui nou concept al unei mori de referinţă. Autorul ajunge la concluzia că orice minereu sau rocă se poate sfărîma prin ea însăşi (autogen), adică în mori în care în loc de bile se încarcă bulgări din materialul supus sfărîmării. Capacitatea maximă a morii se obţine în cazul folosirii vitezelor mai mari decît cea critică, fără nici o excepţie, atît la măcinarea uscată cît şi la cea umedă.

2. D. Weston (Canada): **Concepţii teoretice asupra morii Aerofall şi practica folosirii acestor mori**

Acest sistem de măcinare uscată, care reduce materialul de la grosier la particule, se practică într-o moară scurtă, cu un diametru de 1,5...6,60 m şi printr-o clasare pneumatică în circuit închis pentru separarea diferitelor clase de material. Acţiunea morii asigură măcinarea prin şoc, în timp ce materialul este comprimat şi prin abraziune. După unele teorii, sfărîmarea materialului se efectuează datorită tensiunii provenite prin eliberarea bruscă a forţelor de compresiune atunci cînd elementele sînt scoase din starea legată. Celelalte aspecte ale sistemului Aerofall analizate de autor se referă la prevenirea segregării particulelor în moară şi la încărcătura de bile care ocupă de obicei sub 2% din volumul morii. In încheiere, se dau unele rezultate din practica folosirii acestui tip de moară, din care rezultă că faţă de tipul clasic de moară cu bare, noul tip permite reducerea personalului de deservire cu 60%, a consumului specific de energie cu 14% şi a consumului de oţel cu 90%.

3. B. Fagerberg şi H. Ornstein (Suedia): **Încercări de măcinare cu minereuri de magnetită în mori Aerofall şi în mori cu bare, cu şi fără apă**

Autorii prezintă o sinteză a încercărilor de măcinare efectuate într-o instalaţie pilot cu mori Aerofall şi cu mori cu bare, pe cale umedă şi uscată. Fiecare metodă de măcinare este apreciată în funcţie de consumul de energie, gradul de sfărîmare şi uzura agentului de sfărîmare şi a căptuşelii morii: consumul specific de energie este minim la măcinarea uscată în mori cu bare, uzura este minimă la moara Aerofall, iar cheltuielile de măcinare sînt minime în cazul măcinării uscate în mori cu bare. Moara Aerofall devine avantajoasă în cazul minereurilor tari şi cînd se cere o extracţie cît mai avansată.

4. D. G. Armstrong (Anglia): **Măcinarea în circuit deschis şi în circuit închis la scară de laborator**

Autorul descrie metodele şi echipamentul de măcinare de laborator, dînd rezultatele încercării morilor cu bile sau bare, în circuit închis sau în circuit deschis. Morile cu bile în circuit deschis şi cele cu bare în circuit închis conduc la o măcinare care nu corespunde cerinţelor practice. S-a putut stabili o legătură între morile cu bare cu circuit deschis şi cele cu bile în circuit închis şi analizele de sită au arătat date similare celor obţinute prin morile cu bile în circuit închis, folosit pe larg în practică. Consumul de energie al morilor de laborator poate constitui o bază în stabilirea cerinţelor de energie ale morilor industriale.

5. P. Westerlund (Finlanda): **Raport preliminar asupra încercărilor de măcinare într-o moară verticală, de laborator**

Autorul prezintă o serie de încercări efectuate cu o moară verticală de laborator. Incercările comparative efectuate într-o moară orizontală clasică de laborator au arătat că pentru o aceeaşi fineţe de măcinare, moara verticală are o capacitate de 6—8 ori mai mare, deşi consumul net de energie este acelaşi la ambele mori. Se constată că dat fiind consumul mai mare de bile în morile verticale, aceste mori ar putea fi folosite pentru măcinarea cu bulgări de minereu. Totodată, moara verticală poate funcţiona simultan atît ca aparat de măcinare cît şi ca aparat de clasare.

Costul unei mori verticale este scăzut datorită faptului că moara propriu-zisă poate fi realizată din beton, iar turaţia rotorului este mai mare decît cea practicată, în morile orizontale. Pentru o anumită capacitate, morile verticale au un gabarit mai mic decît morile orizontale şi necesită un spaţiu mai mic pentru instalare.

Secţia a doua: CLASARE ŞI INGROŞARE

6. A. M. Gaudin şi M. C. Fuerstenau (S.U.A.): **Asupra mecanismului îngroşării**

Autorii prezintă rezultatele unui studiu experimental şi teoretic al îngroşării pe baza interpretării măsurătorilor de densitate a tulburelii în funcţie de timp şi de odîncimea zonei. Pe baza acestor date autorii descriu şi discută un model matematic. Se presupune că decantarea tulburelilor este un proces bimodal, echivalent cu o filtrare prin tuburi şi tubuşoare. Filtrarea prin tuburi se produce şi este terminată într-un stadiu precoce, în timp ce prin tubuşoare ea se continuă indefinit în cursul experienţei. Dacă tulbureala este iniţial uşoară, cele două stadii descrise sînt precedate de o depunere liberă separată de zone floculante.

7. D. Bradley (Anglia): **Proiectarea şi randamentul hidrocicloanelor îngroşătoare**

Autorul prezintă rezultatele experimentărilor efectuate în scopul stabilirii căderilor de presiune şi eficienţii

hidrocicloanelor funcționînd cu suspensii diluate. Aceste informații arată efectivele modificării în unele variabile ale concepției hidrocicloanelor. Pe baza acestor cercetări devine posibilă alegerea celei mai bune idei la construcția hidrociclonului pentru orice îngroșare, începînd cu o suspensie diluată, și se poate prevedea cu precizie randamentul instalației. Autorul stabilește o serie de rapoarte ce permit extinderea rezultatelor obținute la condiții de folosire diferite și prevederea efectului modificării dimensiunilor hidrociclonului.

8. C. G. Peachey (Anglia): **Distribuția apei în hidrocicloanele de mare diametru, în condițiile de funcționare industrială**

Cantitatea de apă din prea-plinul unui hidrociclon este o funcție liniară de cantitatea de apă din alimentare. Această funcție este independentă de cantitatea de apă și solid cu care este alimentat hidrociclonul și se menține și la debite chiar de sub 50% din debitul maxim pe care hidrociclonul este capabil de a-l prelucra.

Autorul arată că debitul de apă din prea-plin este independent de diametrul hidrociclonului, depinzînd de suprafața vîrfului, de canalizarea de admisie și de detectorul de vîrtejuri. Umiditățile curenților de la bază sînt sporite printr-o suprafață de admisie și probabil printr-un detector de vîrtejuri prea mari. Cantitatea de solid ce trece în prea-plin comparată cu cea din alimentare variază în limite precise în jurul unui raport liniar rectiliniu. Cifrele și calculele bazate pe dreapta mediană pot fi eronate cu 5%.

9. D. F. Kelsall și J. A. Holmes (Rodezia de nord): **Sporirea eficienței de clasare în hidrocicloane prin injectarea de apă**

Autorii au pus la punct un nou dispozitiv ce permite deplasarea continuă și eficace a revărsării antrenate de descărcarea unui curent derivat dintr-un hidrociclon, prin injectare de apă, cu un debit minim de apă injectată, și cu modificări mici sau insensibile ale densității tulburelii din prea-plin sau din curenții derivați.

10. G. Ferrara (Italia): **Un procedeu de separare centrifugă folosind un tub rotativ**

Autorul a analizat comportarea particulelor de diferite mărimi și greutăți specifice cînd acestea sînt în suspensie într-o tulbureală ce curge printr-un tub rotativ. S-a constatat astfel că se produce o separare datorită în primul rînd a două cauze: vitezelor diferite cu care particulele în suspensie se deplasează spre peretele tubului și cu care alunecă în lungul peretelui. Cel de-al doilea fenomen a fost studiat din punct de vedere teoretic și pare că el va ușura separarea particulelor pentru o gamă destul de largă de dimensiuni. Rezultatele experimentale, obținute separat pentru galenă și calcar, au confirmat calculele teoretice și au dovedit că există o gamă întreagă de viteze de rotație ale tubului, la care practic toată galena este reținută și cea mai mare parte din calcar este eliminată. Acest comportament depinde foarte puțin de mărimea particulelor și separarea se poate practica pentru o gamă largă de mărimi (de exemplu 2—0,12 mm).

Secția a treia: CERCETĂRI DE FLOTAȚIE

11. O. S. Bogdanov, A. K. Podnek, V. J. Hainman și N. S. Mikhailova (U.R.S.S.): **Cinetica adsorbției reactivilor de flotație**

Autorii au studiat cinetica adsorbției reactivilor de flotație prin metoda coloanei de adsorbție folosind trasorii radioactivi, durata de contact a reactivului cu mineralele variind de la 3 secunde la cîteva minute. În cazul adsorbției slabe care nu constituie decît fracțiuni de monopelicule, autorii arată că adsorbția unor reactivi (xantați, sulfatul de cupru etc.) este proporțională cu concentrația reactivului, oricare ar fi valența.

Dacă procentul de adsorbție este dominat de proporția schimbului de ioni, autorii consideră că în cazul ionilor de valență diferită, relația liniară indică faptul că compușii formați prin adsorbția reactivului pe suprafața mineralului ar putea diferi de compusul format prin reacția chimică obișnuită. Astfel, în cazul adsorbției xantatului la o galenă parțial oxidată, o relație similară confirmă ipoteza formării unui compus de tipul „sulfură-xantat" pe suprafața mineralului. În acest compus, ionul de plumb este legat printr-o valență cu un ion de xantat și cu cealaltă la rețea.

Sînt de asemenea considerate legile cineticei flotației sfaleritei în prezența sulfurilor de cupru, iar factorii care determină stabilitatea depresării folosind KCN și $K_2Zn(CN)_4$.

12. V. A. Glembotsky (U.R.S.S.): **Stabilitatea fizică a straturilor de colector adsorbite la suprafața mineralelor și metode pentru distrugerea lor**

Autorul arată că rezultatele flotației depind într-o mare măsură de stabilitatea fizică și chimică a peliculelor de adsorbție a colectorului pe suprafețele mineralelor. Pentru o flotație eficace, în condiții normale, formarea peliculelor de adsorbție stabile este indispensabilă. Totuși, în cazul flotației selective, cînd se folosesc depresanți, prezența peliculelor de adsorbție foarte sabile pe suprafața mineralelor nu este dorită. Referatul analizează posibilitatea îmbunătățirii flotației selective a concentratelor de flotație folosind o serie de metode cunoscute sau de combinări de metode cunoscute și metode noi, cum ar fi: acțiunea undelor ultrasonice, acțiunea temperaturilor înalte, acțiunea curentului electric de înaltă frecvență și de frecvență normală și a abrazivilor.

Stabilitatea peliculei de adsorbție a colectorului și posibilitatea de a distruge această peliculă sînt determinate în acest referat prin metode ca încercări directe de flotație, metoda cu izotopi radioactivi și prin metoda titrării potențiometrice.

13. I. N. Plaksin (U.R.S.S.): **Studiul stabilității straturilor superficiale de reactivi de flotație pe minerale și influența structurii mineralelor asupra interacțiunii acestora cu reactivii**

Pentru a studia peliculele de reactivi de flotație de pe suprafața mineralelor se folosesc următoarele metode: microautoradiografie, microautoradiografie cantitativă, electrografia, determinarea potențialelor momentane și determinarea potențialelor în diferite puncte de pe suprafață. Aceste metode permit determinarea calitativă și cantitativă a distribuirii reactivilor pe suprafața mineralelor sulfuroase și nesulfuroase și de a determina stabilitatea fixării și mobilitatea peliculelor de reactiv în flotație, în raport cu elementele fazei gazoase. Structura cristalelor mineralelor sulfuroase și nesulfuroase, cum ar fi calcita, fluorina, ilmenita și zirconiul influențează acțiunea gazelor și acțiunea reciprocă cu reactivi.

În condițiile de flotație, potențialul suprafeței mineralului se schimbă în diferite puncte; acest fapt modifică distribuția reactivului pe microporțiuni din suprafață și modifică flotabilitatea particulelor minerale similare ce au fost supuse aceluiași tratament. Pe baza unor considerații teoretice rezultă că se poate folosi acțiunea oxigenului, azotului, a oxidanților și a unor reactivi pentru a obține o separare mai eficace a unor minerale, ceea ce n-a fost posibil pînă în prezent prin flotația selectivă.

14. M. A. Eigeles şi M. L. Volova (U.R.S.S.): **Studiu cinetic al influenţei duratei de contact, temperaturii şi stării suprafeţei asupra adeziunii bulelor de aer la suprafaţa mineralelor**

Autorii prezintă o metodă cinetică ce face posibilă determinarea duratei minime necesare pentru stabilirea aderenţei între o bulă de gaz şi o particulă minerală şi de a studia influenţa diferiţilor factori asupra flotaţiei. Se arată că există o relaţie liniară între logaritmul duratei minime de contact şi temperatura reciprocă. Inclinarea acestei drepte depinde de concentraţia de colector, devenind nulă în cazul concentraţiilor mari. Rezultatele sînt explicate pe baza energiei de activare necesare pentru trecerea în echilibrul labil al peliculelor învecinate.

15. Masayovshi Wada (Japonia): **Udarea solidului în soluţii de substanţe superficial active ca o funcţie a concentraţiei soluţiei**

Autorul studiază raportul dintre energia de absorbţie şi capacitatea de umectare a suprafeţei solidelor în soluţii apoase de substanţe tensoactive. Se presupune un raport liniar între energia de adsorbţie şi tensiunea de umectare şi se introduc ecuaţii diferenţiale caracteristice ce definesc capacitatea de adsorbţie a elementelor tensoactive pe suprafaţa heterogenă a solului. Se obţin trei tipuri de izoterme de umectare în funcţie de învelişul suprafeţei şi de concentraţia corpului în soluţie. Se observă că izoterma de tip I este valabilă pentru sistemele parafină alcool izoamil, parafină metacrezol, parafină alfaterpinol şi parafină-d-camfor; izoterma de tipul II pentru sistemul galenă-xantat etilic şi izoterma de tipul III pentru sistemele cuarţ-acetat de dodecilamoniu şi hematit — acetat de dodecilamoniu.
Discutarea şi aprecierea constantelor caracteristice ale izotermelor de umectare sînt destul de detaliate.

16. V. I. Klassen (U.R.S.S.): **Bazele teoretice ale flotaţiei cu precipitarea gazului**

Producerea de bule de gaz denumite de precipitare şi descărcarea lor din soluţie poate mări în mod considerabil eficacitatea procesului de flotaţie. Autorul arată că formarea bulelor se produce în celulele de flotaţie mecanice pe o scară mult mai mare decît se consideră în general. Această formare este şi mai pronunţată în cazul flotării sub vid.
O dată cu suprasaturarea, bulele se produc instantaneu într-o soluţie acolo unde cuplarea moleculelor este slabă, fapt formulat prin ecuaţiile fundamentale termodinamice şi cinetica acestui fenomen. Aceste ecuaţii arată de asemenea dependenţa procesului de flotaţie de suprasaturaţia soluţiei, concentraţia în spumant şi hidrofobicitatea suprafeţei particulelor minerale. Autorul descrie rolul fenomenului de coalescenţă în mineralizarea bulelor, ca şi utilizarea tehnologică a acestui fenomen, bazîndu-se pe rezultatele experimentărilor. În încheiere se dă un exemplu de aplicare tehnică a cercetării asupra separării prin flotaţie a particulelor minerale mai mici de 10 şi 5 microni. Autorul arată că în cazul flotării în vid se obţine o îmbunătăţire considerabilă a rezultatelor.

17. J. Leja şi G. W. Poling (Canada): **Asupra interpretării unghiului de contact**

Analizarea termodinamică a fixării bulelor de aer pe suprafeţe solide plate arată că în absenţa energiei gravitaţionale şi a energiei cinetice aproape jumătate din energia superficială disponibilă în sistem este consumată pentru a deforma suprafaţa comună aer/lichid. Tenacitatea practică a aderenţei bulelor este astfel relativ mai slabă decît cea sugerată în teoria ecuaţiei lui Dupré. Unghiul de contact este o măsură a deformării suprafeţei comune aer/lichid în timpul fixării. Deformarea rezultă din acţiunea combinată a mai multor efecte, printre care şi forma solidului, energia gravitaţională şi energia cinetică. Numai în cazul în care lucrul mecanic de deformare se realizează prin energia superficială, ecuaţia lui Young exprimă corect relaţia între extinderea deformaţiei şi energia liberă superficială.
In practică, efectul gravităţii este întotdeauna prezent, aşa fel încît o parte din deformaţia totală, chiar în cazul unei fixări statice, se datoreşte energiei gravitaţionale din cadrul sistemului însuşi. Rezultă că unghiurile de contact determinate experimental cu bule sau picături destul de mari nu pot fi utilizate în ecuaţia lui Young, fără a le corecta, ţinînd seama de efectele gravitaţiei. Corecţia respectivă capătă o importanţă deosebită în cazul unghiurilor mici, adică în cazul unor suprafeţe hidrofobe.

18. M. Rey şi V. Formanek (Franţa): **Cîţiva factori care influenţează selectivitatea în flotaţia diferenţială a minereurilor de plumb şi zinc, în particular în prezenţa mineralelor oxidate de plumb**

Referatul cuprinde o sinteză a rezultatelor obţinute pînă în prezent în cercetarea factorilor care influenţează separarea plumb-zinc în flotaţia diferenţială. S-au folosit minerale naturale şi sintetice cu gamă acidă şi bazică, iar sfărîmarea s-a făcut în mori cu bile. Rezultatele au fost diferite, în funcţie de compoziţia sterilului, gradul de excelare şi condiţiile de sfărîmare. Se constată că mineralele de plumb oxidate au tendinţa de a activa sfalerita în timp ce fierul metalic rezultat din frecarea de bile şi căptuşeala morii are tendinţa de a o depresa.

Secţia a patra: **PRACTICA FLOTĂRII**

19. K. S. Blaskett (Australia): **Unele efecte ale depresanţilor la flotarea minereurilor de plumb**

Studiind flotaţia unui minereu de galerie, s-a constatat că o parte din sericii din gangă flotează uşor, în special într-un circuit alcalin. Flotarea gangăi poate fi redusă lucrînd într-un circuit uşor acid şi adăugînd depresanţi ca ligno-sulfonaţii, tanini, coloranţii, gumă de guar etc. Cantitatea de depresant adăugată este în general foarte critică, dar s-a dovedit în unele cazuri mai puţin critică dacă se folosea anhidridă sulfurică. Totuşi, unii dintre depresanţi n-au fost prea eficace în prezenţa anhidridei sulfurice. Unii din depresanţii folosiţi s-au dovedit capabili de a depresa o parte din pirită şi din grafit. Se pare totuşi că o parte din sericit flotează sub formă de particule libere.

20. O. Eidsmo şi O. Mellgren (Norvegia): **Unii factori care influenţează flotarea ilmenitei de la o mină din Norvegia**

S-a constatat că pentru a reuşi flotaţia totală cu acest minereu, trebuie ca concentratul să fie îngroşat la 70% solid înaintea fiecărei reflotări. Uleiul-toll folosit ca colector şi petrolul lampant trebuie emulsionaţi pe cale mecanică cu sau fără un agent de emulsionare. Studiile asupra flotaţiei efectuate pe minereuri deşlamate şi nedeşlamate au arătat că este avantajoasă deşlamarea minereului înainte de flotaţie, fapt care permite obţinerea unui randament mai mare şi un consum mai mic de colector. Uleiul-toll brut conţine un agent emulsionat şi pare de preferat uleiului-toll rafinat. Petrolul lampant serveşte numai ca modificator al spumantului. Autorii menţionează în încheiere problema necesităţii extragerii din concentratul de ilmenită a unei mici cantităţi de apatită.

21. U. Runolinna, R. Rinne şi S. Kurronen (Finlanda): **Aglomerarea în flotaţia ilmenitei la Otanmäki**

Autorii descriu flotaţia ilmenitei fără deşlamare. Cercetările au analizat două aspecte principale, şi anume: studiul factorilor variabili ai flotaţiei şi căutarea unei explicaţii a fenomenului de aglomerare a particulelor de ilmenită, datorită petrolului lampant în cursul condiţionării în agitator.

22. Z. S. Bogdanova, S. I. Gorlovski şi B. M. Lakota (U.R.S.S.): **Flotaţia minereurilor de fier şi a sterilelor de la concentrarea gravitaţională a minereurilor de mangan**

Caracteristic pentru minereurile de fier şi mangan este suprafaţa mare a mineralelor utile, o activare considerabilă la gangă şi o mare cantitate de particule fine, toate acestea producînd dificultăţi importante la flotaţie. Referatul rezumă rezultatele cercetărilor de flotaţie efectuate cu minereuri de mangan şi cu limonită din diferite zăcăminte, folosind diferiţi colectori, dintre care unii utilizaţi în mod special (ca unii acizi graşi, produse de oxidare ale unei game de hidrocarburi, reactivi cationici etc.). Rezultatele obţinute în laborator au fost confirmate în practică.

Folosind drept colector esenţă de terebentină artificial oxidată, ca şi o emulsie de ulei-toll special preparată şi alţi reactivi, s-au obţinut concentrate cu 35—40% mangan din tulbureli provenite de la concentrarea gravitaţională şi concentrate cu 41—48% Fe cu randamente destul de ridicate din ilmenită, cu conţinut redus: 13—16% Fe. Flotaţia este influenţată de structura colectorului, prezenţa particulelor sub 10 microni şi viteza agitatorului în celulele de flotaţie.

23. J. N. Wilson (Anglia): **Separarea feldspatului de mică: o schemă nouă de flotaţie**

Producţia de nisip feldspatic folosit ca fondant în industria ceramică şi a unui produs bogat în muscovit, pornind de la un granit, face obiectul referatului. Pentru a face faţă cerinţelor, a fost realizat un flux neobişnuit, ce cuprinde flotaţia cu spumă şi flotaţia pe mese. Cerinţele impuse au fost:

— suprasfărîmare minimă pentru a evita pierderea în steril şi totodată pentru a obţine un produs finit cu o granulaţie care să permită uşor transportul în vrac, fără pierderi prea importante;

— eliminarea paietelor grosiere de mică din momentul eliberării lor, deoarece paietele grosiere de mică sînt greu de sfărîmat;

— extragerea unui procent ridicat de mică, aşa fel încît produsul final să cuprindă circa 0,1% Fe, ceea ce corespunde la un conţinut de 0,5% mică reziduală;

— extragerea celor mai mari paiete de mică care nu pot flota normal cînd sînt mai mari decît ochiurile sitei nr. 60;

— renunţarea la instalaţii de filtrare şi uscare.

In acest scop sfărîmarea se realizează într-un circuit închis, format dintr-o moară cu bile cu evacuare periferică şi un ciur, mica grosieră fiind extrasă într-un circuit parţial închis. Materialul astfel măcinat este pregătit pentru flotarea obişnuită şi flotarea pe mese, prin clasare pe site şi deşlamare.

Secţia a cincea: CONCENTRAREA GRAVITAŢIONALA ŞI ÎN MEDII DENSE

24. G. D. Lill şi H. G. Smith (Anglia): **Un studiu asupra mişcării particulelor în patul de zeţaj**

In acest studiu s-au folosit paturi transparente de minerale naturale, pentru a observa separarea particulelor într-un bac de laborator. Rezultatele obţinute arată efectul granulaţiei şi greutăţii specifice a particulelor în penetrare asupra vitezei de separare şi ilustrează cît este de importantă realizarea unor condiţii corecte de zeţare pentru un pat dat de particule.

25. H. Kirchberg şi W. Berger (R. D. Germană): **Principiile funcţionării meselor de concentrare oscilante**

Comportarea unui pat de particule scuturate într-un jgheab oscilant după o direcţie orizontală constituie subiectul acestui referat. Pentru determinarea condiţiilor generale necesare pentru a realiza patul au fost folosite mai multe procedee, în special mişcarea diferitelor strate de particule, proporţia de depunere în timpul opririi jgheabului, permeabilitatea patului şi plasarea particulelor pe înălţimea patului în timpul mişcării jgheabului. Incercări comparative s-au efectuat pe o masă oscilantă cu ramuri şi s-a studiat efectul unui flux lateral, datorit unei alimentări continue. Studiul a permis obţinerea unor concluzii referitoare la îmbunătăţirea randamentului concentrării pe mese.

26. A. C. Nesbitt şi R. G. Weavind (Uniunea Sud-Africană): **Studiul eficienţei separatoarelor cu medii dense folosite la concentrarea minereurilor diamantifere**

Autorii afirmă că concentrarea gravitaţională joacă un rol foarte important în prepararea minereurilor diamantifere. Eficienţa separatoarelor cu medii dense a fost determinată cu ajutorul curbei Tromp şi a erorii sale probabile.

S-a constatat că eficienţa procedeului cu medii dense este strîns legată de viscozitatea mediului şi s-au studiat factorii care influenţează viscozitatea şi mijloacele de reducere a acesteia.

27. P. Moiset şi R. Dartois (Belgia): **Reglarea magnetică a subscurgerii unui con de separare cu mediu dens**

In instalaţiile industriale cu medii dense folosind separatoare conice, metoda clasică ce constă în a extrage sedimentul prin aer-lift sau prin dispozitive mecanice produce în con curenţi care afectează sensibil precizia separării.

Majoritatea instalaţiilor folosesc medii magnetice şi, în acest caz, vana magnetică prezentată de autori rezolvă problema. Un flux variabil în această vană permite trecerea materialului nemagnetic depus, cu un control al evacuării mediului. Această vană reduce consumul de energie şi sporeşte eficacitatea separării, fapt demonstrat de rezultatele comparative obţinute cu un minereu de mangan.

28. E. Cohen şi R. J. Isherwood (Anglia): **Principiile separării în medii dense în hidrocicloane**

Asupra principiilor ce stau la baza separării în hidrocicloane şi în special în medii dense, s-au emis o serie de teorii. Autorii descriu opt serii de funcţionări experimentale destinate a verifica aceste teorii şi subliniază importanţa unui volum constant de alimentare, a unui debit suficient de mare pentru a asigura forţele centrifugale necesare şi a unui orificiu de evacuare corespunzător mărimii alimentării în curenţi derivaţi. Presiunea este considerată în general ca o variabilă secundară rapoartelor dintre condiţiile de alimentare şi de descărcare. In referat se dă o metodă practică pentru alegerea dimensiunilor hidrocicloanelor. Autorii schiţează o extindere teoretică a cunoştinţelor actuale asupra cicloanelor cu medii dense pentru a indica o posibilă folosire în domeniul deshidratării şi al clasării.

29. I. R. M. Chaston (Federația Malaieză): **Realizări în prepararea minereurilor de staniu din Malaia**

Autorul descrie un flux de preparare în hidrocicloane și jgheaburi a casiteritei, care constituie una din soluțiile avantajoase din punct de vedere economic.

30. A. Baniel și A. Mitzmager (Israel): **Folosirea și recuperarea tetrabrometanului în prepararea minereurilor**

Autorii examinează folosirea comercială a tetrabrometanului, ca mediu dens în prepararea minereurilor. În prezent, tetrabrometanul poate fi recuperat asigurînd un consum de numai 1 kg pe tona de minereu tratat. Caracteristicile principale ale acestei substanțe sînt: greutatea specifică 2,963; punct de fierbere 239°C, neinflamabil, viscozitate la 15°C 4,6 centistoks; complet solubil la 25°C în etilalcool, tetraclorură de carbon, cloroform și eter; în apă la 30°C în proporție de 0,065 g/100 g apă. Costul substanței este de 300 dolari/tonă.

Secția a șasea: SEPARAREA MAGNETICĂ ȘI ELECTRICĂ

31. F. D. De Vaney (S.U.A.): **Noi realizări în concentrarea magnetică a minereurilor de fier**

Autorul arată că în prezent se extinde considerabil folosirea diferitelor tipuri de separatoare magnetice pentru concentrarea minereurilor de fier. Posibilitatea folosirii directe a concentratelor în furnal sub formă de aglomerate este cauza acestei extinderi a procedeului. Separatoarele magnetice folosite în statul Minesotta sînt de o construcție foarte modernă, care asigură randamente superioare. Exploatarea unor noi zăcăminte importante de minereu de fier din Labrador va permite o și mai largă extindere a procedeului, dat fiind că este vorba de hematită speculară, pentru care sînt indicate separatoarele cu tensiune și intensitate ridicată. În încheiere, autorul arată posibilitățile de folosire a separatoarelor magnetice pentru concentrarea uscată a particulelor fine de minereu.

32. P. G. Kihlstedt și B. Sköld (Suedia): **Concentrarea magnetică uscată a minereurilor magnetice**

Începînd din anul 1950 autorii au studiat concentrarea magnetică uscată cu un separator magnetic cu magneți permanenți. Se demonstrează posibilitatea obținerii unor concentrate bogate, grosier sfărîmate, prin eliminarea mixtelor conținînd particule amestecate cu ajutorul forței centrifuge și totodată se poate asigura o superconcentrare a materialului cu granulație fină. Autorii prezintă influența granulației și a umidității asupra separării. Unele exemplificări ale rezultatelor obținute arată împotranța structurii microscopice a unor magnetite suedeze, pentru concentrarea uscată.

33. S. Eketorp (Suedia): **Reducerea magnetizantă într-un cuptor rotativ cu recuperator**

Autorul descrie cuptorul recuperator cu un schimbător de căldură tubular și arată rezultatele obținute într-o instalație pilot. Consumul de combustibil a fost redus la 130 000 kcal/t și producția specifică s-a ridicat la peste 5 t/m³ volum total al cuptorului pe zi. Datorită cantității reduse de gaz produse, pierderile în praf sînt neglijabile. Materialul din alimentare poate conține circa 3% umiditate. Autorul examinează diferite metode de folosire a cuptorului. Costul tratării este de circa 1,5 dolari/tonă, inclusiv amortizările.

34. G. H. Jones și W. J. D. Stone (Anglia): **Separator magnetic umed pentru minereuri slab magnetice**

Separatorul Jones funcționează cu un ciclu de frecvență de 10—15 c/min, avînd o funcționare automată în trei etape:

— colectarea particulelor magnetice din alimentare pe plăci striate într-un cîmp magnetic;

— spălarea particulelor magnetice printr-un jet pulsatoriu de apă;

— extragerea particulelor magnetice de pe plăci, printr-o reducere a intensității cîmpului magnetic asociat cu o viteză sporită a apei.

Rezultatele obținute în anul 1959 în Canada dovedesc că separatorul Jones nu realizează numai o separare foarte netă la granulații superioare sitei de 100, dar este eficace și cu material foarte fin, cu o sensibilitate magnetică de la foarte puternică pînă la foarte slabă. Se semnalează unele separări neobișnuite și frapante și se indică domeniul pentru noi utilizări.

35. J. De Robert și L. Casnabet (Franța): **Separatorul Forrer: un nou aparat pentru separarea magnetică umedă**

O importantă parte din minereurile de fier din Lorena pot fi preparate eficace folosind o separare la un coeficient de magnetizare de circa 20×10^{-6} C.G.S.M. Această operație se efectuează în separatoare cu rulouri, lucrînd uscat, dar costul uscării reprezintă circa jumătate din costul total al preparării.

Un nou aparat, conceput de R. Forrer, permite realizarea acestei separări în apă. Marea eficacitate a cîmpului într-un „culoar magnetic" permite reținerea particulelor paramagnetice, în timp ce particulele diamagnetice sînt evacuate cu ajutorul unui flux lateral de apă sau prin centrifugare. Rezultatele obținute sînt similare celor realizate în separatoarele uscate.

36. R. E. Barthelemy și R. G. Mora (S.U.A.): **Prepararea electrică la înaltă tensiune; principii și aspecte tehnice**

După o scurtă trecere în revistă a lucrărilor anterioare asupra separării electrice, autorii prezintă în mod simplu teoria preparării electrice la înaltă tensiune a minereurilor, explicînd încărcarea ionică a particulelor și comportarea lor la pătrunderea într-un cîmp static. Se expun principiile de funcționare a mașinilor de înaltă presiune. Rezultate deosebite s-au obținut prin acest procedeu la prepararea nisipului din mare cu conținut de titan, a cromitului, a minereurilor de fier și a celor de tungsten. Din nisip titanifer cu 44,13% TiO_2 se obțin 68,7% cu 62,5% TiO_2, din minereu de crom cu 39,85% CrO_3 se obțin 75,7% cu 50,31% Cr_2O_3, iar din minereu cu 38,20% Fe se obțin 53,8% cu 69,15% Fe.

37. I. A. Kakovsky și V. I. Revnivțev (U.R.S.S.): **Efectele condițiilor superficiale asupra separării electrostatice a mineralelor cu conductivitate slabă**

În urma lucrărilor întreprinse autorii ajung la concluzia că conductibilitatea mineralelor depinde în mare parte de umiditatea aerului înconjurător. Factorul principal al conductibilității mineralelor dielectrice este conductibilitatea superficială, dar în atmosferă umedă, aceasta este determinată de cantitatea de apă adsorbită pe suprafața mineralului respectiv. În funcție de această stare, autorii împart mineralele în patru grupe, în funcție de care se stabilește regimul electrostatic de concentrare.

38. A. A. Linari-Linholm (Uniunea Sud-Africană): **O metodă optică de separare a diamantelor din pietrişuri opace**

Diamantul este capabil de a refracta şi transmite lumina, în timp ce ganga cu care este asociat este relativ opacă. Autorul propune folosirea acestei proprietăţi optice într-un separator ce permite recuperarea diamantelor din ganga asociată. Separatorul constă dintr-o curea fără sfîrşit, ce face ca amestecul de diamante şi gangă să treacă prin dreptul unei raze de lumină. Cu ajutorul unui detector electronic ce primeşte raza refractată de diamant în momentul cînd traversează razele de lumină, diamantul este separat mecanic din gangă. Separatorul poate realiza o separare completă între diamantele transparente şi translucide şi gangă, numai diamantele negre sau întunecate neputînd fi recuperate.

Secţia a şaptea: PREPARAREA PE CALE CHIMICA

40. F. A. Forward, H. Veltman şi A. Vizsoly (Anglia): **Obţinerea plumbului de mare puritate prin dizolvare cu amine**

Autorii prezintă o metodă ce permite producerea plumbului de mare puritate, lipsit de argint, pornind dintr-un minereu sulfuric de plumb, şi care constă în:

— oxidarea sub presiune acidă în soluţie apoasă pentru a transforma PbS în $PbSO_4$;

— spălarea $PbSO_4$ şi PbO în soluţie apoasă de amine alcaline la temperatura ambiantă, pentru a forma complexe de Pb-amine solubile;

— carbonatarea soluţiilor complexe de Pb-amine la temperatura ambiantă prin adăugare de CO_2, pentru precipitarea carbonatului de plumb bazic pur;

— reducerea carbonatului bazic de plumb la o temperatură convenabilă prin adăugare de carbon sau alt agent reducător pentru a produce CO_2 şi Pb de mare puritate;

— regenerarea soluţiilor de amine de spălare cu CaO la temperatura mediului cu eliminarea $CaSO_4.2H_2O$.

Folosind triamin dietilenă se pot produce soluţii cu un conţinut de Pb destul de ridicat: 650 g/l. Datorită faptului că celelalte metale ca Ni, Cu, Co, Zn, Cd, care formează amine complexe nu sînt precipitate de CO_2, separarea plumbului este mică, fapt care permite producerea unui plumb cu o puritate de 99,99%. Rezultatele obţinute pentru cinci minereuri de plumb sînt foarte bune.

41. N. N. Maslenitki şi P. M. Perlov (U.R.S.S.): **Progresele realizate în procedeul de dizolvare cu sodă în autoclav pentru tratarea concentratelor de wolfram**

Tratarea concentratelor de şeelită cu conţinut redus prin spălare cu alcali la temperaturi de pînă la 225°C a fost pusă la punct şi s-a extins şi la wolframit, realizîndu-se astfel un procedeu unic, susceptibil de a fi aplicat la orice concentrat de wolfram. În cursul încercărilor s-a obţinut extracţie de wolfram de 94—99%.

Mecanismul acţiunii reciproce dintre Na_2CO_3 şi $CaWO_4$ este studiat de autori, ca şi multe alte aspecte auxiliare ale metodei. S-a pus la punct o metodă de separare a wolframului de molibden, care apare uneori cu şeelita, cu o extracţie de 98—99% molibden.

42. A. R. Burkin (Londra): **Dizolvarea sub presiune a unor minerale în soluţii alcaline**

Cuarţul, zirconiul şi beriliul sînt atacte de soluţii apoase de hidrat de sodiu la temperaturi sub 300°C, iar baddeleitul nu este atacat. Autorul analizează cinetica dizolvării silicei provenite din cuarţ şi zirconiu. Energiile de activare arată că majoritatea reactivilor sînt controlaţi de procese chimice şi nu de procese de difuzie. Autorul consideră că ar putea fi vorba de un ion ce se separă din ansamblul reţelei. Diferenţa de comportare dintre zirconiu şi badeleit este discutată succint în funcţie de procesul chimic respectiv.

43. Direcţia de cercetări australiene (Australia): **Aspecte tehnice ale preparării minereurilor uranifere din Australia**

Comunicarea trece în revistă mineralogia zăcămintelor importante de uraniu din Australia şi prezintă modernizările aduse procedeelor de preparare a minereurilor şi celor de obţinere a concentratelor de oxid de uraniu. Procedeul de leşiere pentru minereurile greu de preparat, pentru minereurile apte de a fi tratate printr-o spălare acidă directă şi pentru cele ce necesită procedee speciale de spălare, şi procedeul cu schimbare de ioni şi extracţia în solvenţi.

44. R. Bodu (Franţa): **Realizări recente în tratarea chimică a minereurilor de uraniu din Franţa**

Metodele de tratare chimică a minereurilor uranifere din Franţa se realizează sub forma unui tratament chimic urmat de folosirea răşinilor schimbătoare de ioni, dar tendinţa actuală este favorabilă unui procedeu chimic denumit „preconcentrare calcică", ce foloseşte un produs intermediar.

Comunicarea descrie metoda ce permite obţinerea unui preconcentrat calcic şi justifică adoptarea. Autorul prezintă apoi procedeul aşa cum este aplicat la Guegnon (35 000 tone/an), cel practicat în uzina de la Forez (180 000 tone/an) şi aminteşte de o viitoare instalaţie de la Mounane.

Secţia a opta: STUDIUL PROCESELOR DE PREPARARE

39. W. Hellmund (R. F. Germană): **Posibilităţile tehnice ale procedeului de prăjire în pat fluidizant a concentratelor de siderită**

In cazul prăjirii sideritei în cuptoare cu cuvă, adăugarea de minereu sub 5 mm constituie o sursă de dificultăţi, datorite în primul rînd unei sporiri considerabile a rezistenţei aerodinamice a cuptorului şi în acelaşi timp unei distribuţii neuniforme a aerului în cuptor. Acestea nu conduc numai la o reducere a capacităţii cuptoarelor, dar şi la o înrăutăţire a proprietăţilor magnetice ale materialului prăjit, care la rîndul ei afectează eficacitatea separării electromagnetice ce trebuie aplicată în concentrarea sideritei prăjite.

In acest scop au fost realizate diferite cuptoare pentru prăjirea minereului fin, dar nici un tip nu a dat satisfacţie. Procedeul de prăjire în pat fluidizat pare a fi o soluţie a problemei. Încercările efectuate în laborator au dovedit fără dubiu că procedeul convine din punct de vedere tehnic descompunerii termice şi concentrării sideritei de Siegerland, datorită în special faptului că omogenitatea considerabilă a materialului prăjit uşurează sensibil separarea magnetică. In prezent, se construieşte o instalaţie semiindustrială pentru a studia aspectele mai tehnice şi în special pentru a determina aspectele economice ale procedeului.

45. G. V. Subramanya şi P. I. A. Narayanan (India): **Prepararea minereurilor sărace de mangan cu referire specială la încercările în fază pilot asupra reducerii magnetizante la temperatură joasă a minereurilor feruginoase de mangan**

Autorii împart diferitele tipuri de minereu de mangan din India în patru categorii, în funcţie de posibilităţile de preparare:

1) minereurile simple cu conținut de cuarț, apatită sau alte minerale de gangă ușoară, pot fi tratate prin metode de concentrare gravitațională, separare magnetică sau flotație directă;

2) minereuri feruginoase, care necesită o prăjire magnetizantă, urmată de o separare magnetică;

3) minereuri granatifere, ce conțin granatit ca gangă și care necesită o separare electrostatică pentru separarea mineralelor de mangan sau numai o flotație;

4) minereuri complexe cu conținut de fosfor și care necesită un proces de îmbogățire complicat, constînd din două sau trei tratări diferite.

Autorii prezintă rezultatele încercărilor semiindustriale a două cuptoare — unul cu cuvă și unul rotativ — ce asigură o reducere suficientă, dar la cuptorul rotativ se constată un consum prea ridicat de gaze.

46. F. B. Michell (Anglia): **Aplicarea flotației la purificarea concentratelor de staniu de la separarea gravitațională**

Mineralele de sulfuri sau sulfoarseniuri dintr-un concentrat de staniu obținut gravitațional se separă de staniu prin flotație și unele aspecte ale acestui procedeu necesită o atenție deosebită. În general trebuie să se ajungă la un grad ridicat de eliminare a mineralelor sulfurice, fără o sfărîmare excesivă care ar putea conduce la pierderi în tratarea ulterioară. Absența materialului mărunt produce instabilitatea tulburelii. Aciditatea, sărurile de fier și de cupru, tipul xantatului, spumantului și colectorului auxiliar sînt analizate în funcție de flotarea casiteritei.

47. M. G. Fleming și A. J. Robinson (Anglia): **Progrese în tratarea concentratelor de apatită de la Sukulu**

Comunicarea descrie un procedeu ce prevede separarea magnetică, eliminarea calcarului prin hidrociclonare și flotarea pentru recuperarea apatitei cu un conținut ridicat (41,5% P_2O_5), din pămînturi reziduale cu granule foarte fine și conținut de 13% P_2O_5.

Secția a noua: CONTROLUL ȘI INCERCARI

48. M. J. Cahalan și R. Wolski (Anglia): **Controlul automat la prepararea minereurilor**

Autorii examinează scopurile controlului preparării și diferitele măsuri care se pot lua pentru punerea la punct a unui sistem de control automat complet. Se dau informații asupra aplicării unor tehnici și materiale moderne pentru automatizarea sfărîmării, clasării pe site și măcinării în mori în circuit deschis și închis, în flotație (determinarea continuă a conținutului de metal prin spectroscopia fluorescentă cu raze X) etc. În concluzie, se arată că prin automatizare se poate obține o reducere cu minimum 30% a prețului de cost.

49. M. Digre (Norvegia): **Analiza factorului de separare pentru metodele de prepararea minereurilor**

În aprecierea diferitelor metode de separare s-a făcut resimțită lipsa unui etalon general. În general, această apreciere se face pe baza conținutului din concentrat și a randamentului față de conținutul minereului brut. Comunicarea studiază relațiile dintre cei trei factori în funcție de separarea unistadială pentru un sistem de două elemente, admițînd anumite ipoteze. Se afirmă că rezultatele sînt caracterizate printr-un parametru unic, denumit „factor de separare". Folosirea acestei analize la un sistem complex cu elemente multiple, care reprezintă un minereu normal, este analizată de autor, care arată că rezultatele separării în mai multe trepte poate fi pronosticată pe baza „factorului de separare" determinat cu precizie.

50. P. Raffinot (Franța): **Analiza statistică a mai multor variabile în încercările de flotație**

Autorul caută să determine variația rezultatelor încercărilor de flotație discontinue din laborator. După rezultatele mai multor serii de încercări. se arată că pentru un nivel dat de recuperare, ecartul tip corespunzător care caracterizează dispersia conținutului din concentrat este situat între 5 și 10%. O analiză a variației a dovedit că încercarea însăși constituie principala sursă de erori și că lipsa de precizie introdusă prin luarea probelor și analiza chimică nu reprezintă decît o parte redusă din eroarea totală.

Această observație a condus la concepția unui tip perfecționat de celulă de flotație mai perfecționată.

51. W. H. Andrews (Anglia): **Evaluarea liniară a rezultatelor încercărilor de flotație**

Autorul prezintă căile de perfecționare a încercărilor de flotație prin:

— punerea la punct a unor încercări de flotație strict controlate;

— folosirea unui conținut cumulativ în metal față de un procentaj cumulativ în greutate, în locul unei distribuții cumulative în metal față de un procentaj cumulativ în greutate în analiza regresivă și reprezentarea grafică a rezultatelor.

52. L. D. Müller (Anglia): **Noua tehnică de laborator pentru prepararea minereurilor**

Autorul descrie diferite aparate folosite în laboratoarele de mineralogie ce deservesc studiile de preparare a minereurilor. Aparatele cuprind un separator cu coloane de difuziune cu lichid greu, un dispozitiv de spălare microscopică, un microvolumometru, o bandă de alegere, un dispozitiv rotativ de eșantionare. În încheiere, autorul examinează felul datelor ce se pot obține și utilitatea lor în cercetările de preparare a minereurilor.

Ing. P. Anton

Tematica revistei minelor pe anul 1961—1962

Dezvoltarea mineritului din țara noastră necesită continua ridicare a nivelului tehnico-științific al cadrelor.

Ridicîndu-și nivelul tehnico-științific, inginerii și tehnicienii mineri vor putea să realizeze o mai bună organizare a procesului de producție, să introducă metode înaintate în muncă, să folosească în plin capacitățile utilajelor existente, să introducă cu succes tehnica nouă și să obțină astfel indicii tehnico-economici mai ridicați, contribuind astfel în plin la realizarea și depășirea sarcinilor planului șesenal și prin aceasta, la întărirea economică și politică a patriei noastre, pe linia trasată de Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R.

În acțiunea de ridicare a nivelului tehnico-științific al inginerilor și tehnicienilor din sectorul minier, Revista Minelor are un rol important, revista trebuind să devină un organ viu și mobilizator de informație tehnică și științifică a maselor de ingineri și tehnicieni mineri asupra problemelor celor mai actuale ale sectorului asupra realizărilor obținute, promovînd în mod susținut tot ceea ce este nou și progresist în domeniul minier.

Revista Minelor va trebui să oglindească activitatea secțiilor din cadrul filialelor și a cercurilor ASIT și să devină o tribună de discuții critice asupra problemelor tehnice actuale ale producției.

Deși în anul trecut Revista Minelor a avut frumoase realizări, în activitatea ei au existat și unele lipsuri pe care va trebui să le elimine în viitor. Îmbunătățirea revistei nu se va putea face însă fără un efort colectiv.

Tematica Revistei Minelor pe anul 1961—1962 este în principal bazată pe probleme care derivă pentru sectorul minier din Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R., precum și pe recomandările Conferinței inginerilor și tehnicienilor din sectorul minier, organizată de Secția Mine de pe lîngă C.C. ASIT și C.C. al Uniunii Sindicatelor Miniere și cu aportul Revistei, la București, în luna ianuarie 1960.

Tematica revistei propusă pe anul 1961—1962 este redată în cele ce urmează.

În domeniul geologiei

— Condiții de exploatare economică a zăcămintelor de minereuri, cărbuni și roci utile.
— Despre precizia parametrilor care stau la baza calculului de rezerve a substanțelor minerale utile.
— Eficiența forajelor subterane în zăcămintele metalifere.
— Gradul de asigurare cu rezerve de minereu în vederea unei exploatări raționale.
— Economicitatea cercetării zăcămintelor de substanțe minerale utile, în etape succesive.
— Tehnica nouă în geologie.
— Studiul provinciilor metalogenetice din R.P.R. în cadrul spațiului Carpato-Balcanic.
— Perspectivele de dezvoltare a zăcămintelor neferoase din Carpații orientali.
— Perspectivele dezvoltării zăcămintelor în adîncime din provinciile Baia Mare și Munții Metalici.
— Problema elementelor rare și disperse în zăcămintele de minereuri neferoase din țara noastră.
— Contribuții la problema valorificării integrale ale minereurilor cuprifere din R.P.R. într-o instalație centrală de mare capacitate.
— Criterii privind stabilirea liniei dintre lucrările geologice și lucrări din fonduri de producție.

În domeniul automatizării în minerit

A. Transport

Transportul pe verticală ;
Mașini de extracție ;
Instalațiile de deservire la rampe.
Transportul pe orizontală în subteran ;
Centralizarea și automatizarea sistemelor de transport cu transportoare continue ;
Centralizarea și automatizarea circulației și a semnalizărilor locomotivelor electrice.
La suprafață :
— Centralizarea și automatizarea transportului în stațiile de sortare și însilozare ;
— Analiza economică a metodelor de transport cu funicular, auto, c.f.i. și alte mijloace pentru minereuri.

B. Stații de compresoare și pompe de apă

— Automatizarea pornirii și opririi compresoarelor și pompelor.

C. Uzini de preparare

— Centralizarea și automatizarea complexă a procesului tehnologic cuprinzînd transportul materialului, prepararea, evacuarea sterilului etc.

În domeniul mecanizării

— Documentații asupra utilajelor miniere noi, de mare productivitate, avantajele lor, rezultatele obținute în alte țări, posibilități de aplicare la condițiile noastre și efectele economice scontate.

— Prezentări privind comportarea în exploatare a utilajelor fabricate în țară, critică, propuneri de îmbunătățire.
— Noi realizări în mecanizarea minelor de cărbuni și de minereuri și eficiența lor economică.
În domneiul săpării lucrărilor miniere :
— Studii privind aplicarea în industria noastră minieră a metodelor moderne de perforare și împușcare și rezultatele obținute.
— Studiul factorilor care determină condițiile economice de înaintare a lucrărilor miniere (viteză de săpare, gradul de mecanizare, condițiile de aeraj, secțiunea de săpare etc.)

În domeniul susținerii

— Studii privind metode de dirijare a acoperișului.
— Studii privind experimentarea mijloacelor moderne de susținere în abataj și galerii (susținerea metalică, prefabricate etc.) cu aplicarea la condițiile specifice exploatărilor miniere din țara noastră, indicii tehnico-economici respectivi și rezultatele obținute.

În domeniul mecanicii miniere

— Studii privind introducerea în minele noastre a ventilatoarelor cu randament ridicat, atît prin îmbunătățirea ventilatoarelor de tip centrifugal cît și prin introducerea ventilatoarelor de tip axial.
— Raționalizarea rețelelor de aer comprimat.
— Studii privind tipurile raționale de compresoare de aer pentru stații de mare capacitate.
— Eficacitatea economică a recomprimării aerului în exploatări cu rețele de distribuție de mare întindere.

În domeniul electrotehnicii

— Studii privind îmbunătățirea distribuției energiei electrice la exploatările miniere.
— Rezultatele obținute prin electrificarea minelor metalifere.

În domeniul metodelor de exploatare

— Studii privind dimensionarea optimă a cîmpurilor miniere.
— Rezultatele introducerii metodelor de exploatare cu abataj frontal cu utilaje noi pentru mecanizare.
— Studii privind introducerea metodelor de exploatare cu înaltă productivitate a muncii în sectorul minereurilor.
— Studii asupra problemei degazării stratelor în minele de cărbuni, cu emanații puternice de metan și a combaterii erupțiilor de cărbune și gaze.

În domeniul preparării

— Ameliorarea indicilor tehnico-economici la flotația diferitelor substanțe minerale din R.P.R. prin mărirea productivității mașinilor, îmbunătățirea procedeului tehnologic, micșorarea consumurilor specifice etc.
— Studii privind prepararea prin metode speciale ale minereurilor foarte fin concrescute sau în general, greu preparabile, pentru a crea noi posibilități de valorificare a minereurilor nevalorificate pînă în prezent din cauza imposibilității de a separa elementele utile prin procedeele clasice.
— Studii pentru perfecționarea proceselor de sfărîmare și măcinare.
— Studii pentru folosirea cîmpurilor de forțe centrifuge în operațiile de preparare mecanică a minereurilor.
— Studii asupra principalilor parametri care intervin în metoda de concentrare cu medii dense, în vederea stăvilirii condițiilor optime de aplicare a acestei metode la prepararea unor substanțe minerale utile din R.P.R.
— Studii pentru extinderea aplicării concentrării magnetice la minereuri foarte fin concrescute.
— Studii teoretice și experimentale în scopul determinării posibilităților de preparare a sărurilor de potasiu.
— Studii pentru crearea posibilităților de valorificare superioară a unor substanțe minerale nemetalifere din R.P.R.
— Studii pentru îmbunătățirea controlului și aprecierii rezultatelor proceselor tehnologice la uzinele de preparare prin aplicarea unor metode moderne (ale statisticii matematicii etc.).
— Studii economice comparative cu privire la raportul optim între randamentul de extracție și conținutul concentratelor.

În domeniul proiectărilor miniere

— Probleme de proiectare rațională și economică a lucrărilor miniere, a instalațiilor de preparare și a utilajelor.
— Probleme în legătură cu proiectarea noilor mine din bazinul Olteniei.
— Aspecte noi în proiectarea minelor metalifere.

În domeniul economiei și organizării miniere

— Problema limitei de rentabilitate în exploatările miniere.
— Aspecte economice ale aerajului în minele metalifere.
— Eficiența economică a introducerii tehnicii noi în industria minieră.
— Probleme privind metode înaintate ale organizării procesului de producție.
— Eficiența economică a lucrărilor geologice pentru găsirea, determinarea și promovarea rezervelor de substanțe minerale utile, după gradul de cunoaștere, precum și problema recuperării fondurilor investite în aceste lucrări.
— Efectele economice ale extinderii și generalizării folosirii tehnicii și metodelor noi de deschidere și exploatare, cum ar fi: rezolvarea, extinderea și generalizarea susținerii metalice în abataje și mecanizarea complexă a acestora, în special la lignit, comparativ la diferite viteze de avansare și cu influența în prețul de cost pe mină ; generalizarea susținerii metalice a lucrărilor miniere de deschidere și pregătire, separat și conjugată cu efectele mecanizării tăierii ; susținerea cu inele de bolțari a lucrărilor miniere de deschidere și separat de pregătire pentru înlocuirea lemnului de mină sau pentru a stăpîni, în unele cazuri, presiunile mari.
— exploatarea ligniților sub nivelul hidrostatic, prin trecerea lucrărilor miniere prin zone cu nisipuri acvifere sub presiune și prin lucrări de asecare ;
— Metode și efectele economice ale valorificării superioare a cărbunilor prin spălare cu creșterea recuperării din brut, prin dezhidratare, brichetare etc.
— Influența economică a lucrărilor de pregătire și a operațiilor auxiliare miniere (regia subterană și de suprafață) în perioadele de la punerea în producție a unei unități noi pînă la atingerea capacității proiectate.
— Limita de eficiență economică a unei unități miniere noi, pentru determinarea capacității optime de producție, în funcție de condițiile naturale de zăcămînt și parametrii necesari pentru calcularea acestei capacități.
— Problema amortizărilor, necesitatea reconsiderării metodologiei actuale ; influența regimului actual de amortizare, în prețul de cost, în perioadele de la punerea în producție a unei unități noi pînă la atingerea capacității proiectate.

— Necesitatea reconsiderării la specificul ramurii, a metodologiei de calcul, evidență, analiză, planificare și raportare pe diferite trepte, a indicilor tehnico-economici în vederea asigurării unei măsuri cît mai corecte și operative a rezultatelor și a nivelului atins, inclusiv asigurarea comparabilității nivelului tehnico-economic de la o perioadă la alta și între diferite unități și bazine.

— Eficiența economică a investițiilor în industria minieră; clasificarea investițiilor, definirea și diferențierea lucrărilor miniere de deschidere de cele de pregătire; investiții de crearea de capacități și de menținere de capacități; eventuala reconsiderare a regimului lor față de metodologia actuală.

— Aspectele economice ale salarizării în minerit; influența salariilor în prețul de cost pe diferite trepte de realizare a planului pe brigăzi și ale creșterii productivității muncii și pe fazele procesului de producție.

— Valorificarea complexă a minereurilor neferoase (inclusiv elemente rare și disperse însoțitoare) și eficiența ei economică.

— Eficiența aplicării normelor cu motivare tehnică în minerit; influența acestor norme asupra creșterii productivității muncii și scăderii prețului de cost.

— Valorificarea complexă a piritelor și în deosebi a piritelor aurifere sărace.

În domeniul protecției muncii

— Rezultatele folosirii noilor tipuri de explozivi antigrizutoși.

— Importanța aerajului în prevenirea și combaterea focurilor subterane.

— Rezultatele aplicării diferitelor mijloace de combatere a prafului.

— Eficiența aplicării sistemului de captare pe cale uscată a prafului de mină.

Documentare

Folosirea apelor de mină. In Ugol 35 (1960), nr. 9 (sept.), 62.

Pentru curățirea apelor de mină de la mina Iujnaia nr. 1 s-a folosit un hidrociclon. S-a dovedit că gradul de curățire variază de la 0,1—0,74 în funcție de conținutul de părți solide în apă. Pentru apele cu un conținut de 300—500 mg/l și adoptînd hidrociclonarea la o presiune de 4 at, s-a putut obține apă cu conținut sub 250 mg/l, care poate fi folosită atît în scopuri sanitare cît și tehnologice.

Kuzmici A. S. și Goldin M. A.: **Folosirea telemecanizării în minele de cărbuni.** In Ugol 35 (1960), nr. 9 (sept.), 54—57.

Analizînd modernizarea și raționalizarea procesului de producție minele de cărbuni din Lugansk, în ultimii 20 de ani productivitatea muncii a crescut cu 5%, viteza de avansare a abatajelor a crescut de la 22,3 la 36,1 m/lună, iar cea de săpare a galeriilor de la 27,3 la 66,9 m/lună.

In continuare se arată modul în care prin telemecanizarea unor procese, în viitorul apropiat se vor obține rezultate mult superioare.

Bojko, I. S.: **Experiența activității minei „Krasnii metalist" după graficul cu două cicluri pe zi.** In Ugol 35 (1960), nr. 9 (sept.), 47—48.

Prin trecerea la noul mod de organizare, aplicat inițial la minele moderne din Krivoi Rog, producția minei a crescut cu peste 14%, numărul de abataje în funcțiune s-a redus cu 15%, avansarea liniei frontului a crescut cu 30%, viteza de săpare a galeriilor a crescut cu 70%, productivitatea muncii a crescut cu peste 17%, iar prețul de cost s-a redus cu circa 7%.

P. I. Kokorin: **Activitatea de cercetări științifice a Institutului de mine din Kemerov.** In Ugol, 35 (1960), nr. 9 (sept.), 46.

Dintre lucrările realizate de institut se citează sistemul de susținere elastică mobilă pentru strate cu grosime medie, s-a elaborat o clasificare a rocilor din Kusbas în funcție de rezistență, caracteristici petrografice și viteza de propagare a undelor ultrascurte prin aceste roci.

In domeniul aerajului s-au analizat pierderile de aer la minele din Kusbas pe baza căruia s-au luat măsurile necesare de îmbunătățire a aerajului, iar în domeniul cercetărilor fizice s-a stabilit conținutul de metale rare din cărbunii din acest bazin.

D. Gustavsson: **Tendințe în modernizarea încărcării mecanice.** In Tidsskrift for kjemi, bergvasen og metallurgi, 20 (1960) nr. 7 (sept.), 167—172.

Prima parte a referatului prezintă o serie de noi date ce se folosesc la proiectarea unei mașini de încărcat. Autorul analizează avantajele întreținerii preventive și influența lucrărilor de împușcare asupra capacității mașinilor de încărcat. Se descriu mijloacele de prelungire a liniilor de cale pe care avansează spre front mașina de încărcat.

D. Gustovsson: **Tendințe în modernizarea încărcării mecanice.** In Tidsskrift for kjemi, bervesen og metallurgi, 20 (1960), nr. 8 (oct.), 202—209.

In cea de-a doua parte a articolului, autorul analizează transportul cu vagonete și încărcarea la săparea galeriilor. In încheiere, autorul relevă importanța unei perfecte organizări a muncii asupra unei sporiri a productivității muncii la încărcare.

Instalație pentru îndreptarea șinelor de transport minier, In Engin Min. J., **161** (1960), nr. 7, (iulie), 86—87, 6 fig.

Instalația se compune din: un dispozitiv hidraulic de îndreptat șine; o cale cu role pentru alimentare cu șine și pentru dirijarea șinelor îndreptate spre aria de depozitare. Manevrarea șinelor se execută cu cabluri ce trec peste scripeții ficși așezați la schimbările de direcție. Un troliu cu tobă dublă și cu motor de 5 C.P. acționează cablurile, iar un dispozitiv de descărcare prin împingerea mecanică trece șina îndreptată pe rampa laterală de depozitare. Toate operațile sînt automatizate și controlate de la cabină de control; aci se află troliul, pompa hidraulică și tabloul de comandă. Cabina este situată în apropierea dispozitivului de îndreptat, permițînd supravegherea întregii operații.

Rabsztyn, J.: **Metoda cu mare productivitate de exploatare a stratelor groase cu mare înclinare.** In Wiad. Gorn., R.P. Polonă, XI (1960), nr. 3 (mar.), 69—82, 15 fig., 1 tab.

Metoda aplicată în una din minele din Silezia se bazează pe următoarele: concentrarea la maximum a abatajelor, mecanizarea muncilor în abataje şi la încărcare, asigurarea la maximum a condiţiilor pentru protecţia muncii şi rambleierea neîntîrziată a excavaţiilor. Mijloacele aplicate pentru realizarea acestor condiţii au fost, după cum urmează: aplicarea metodei cu camere de exploatare, în vederea asigurării fluxului neîntrerupt de cărbune pe transportor, efectuarea abatajelor rapide cu detectarea prezenţei eventuale de gaze, asigurarea cu centuri a minierilor ce lucrează pe pante mari. Cu ajutorul metodei aplicate, s-a mărit cu 13,5% productivitatea generală.

Bast W.: **Haveză de cărbune cu şasiu lung.** In Glückauf, **96** (1960), nr. 15, (16 iulie), 942—943, 1 fig.

Haveza se utilizează în cărbune tare, pentru tăierea unui făgaş care să înlesnească extragerea de bucăţi, fără a mai fi nevoie de explozivi. Părţile principale ale ansamblului sînt: braţul format din trei ţevi metalice sudate, cu lungime utilă 1,5 m şi pe care se află lanţul dublu cu dinţi tăietori; motorul pneumatic, de 15 sau 20 C.P. şasiul din bare metalice, cu sanie. Un dispozitiv special permite rotirea braţului în plan orizontal. Ansamblul motor şi braţ se poate deplasa lateral pe şasiu, printr-un lanţ fără sfîrşit comandat pneumatic, de-a lungul unui front de tăiere de 9 m lungime. Deplasarea se poate face în ambele sensuri. Cărbunele extras este lopătat la un transportor cu jgheab sau cu bandă.

Hunt, E. C., Stanton, R. E. şi Wells, R. A.: **Detectarea pe teren a beriliului la prospectarea geochimică.** In Bull. Inst. Min. Metallurg, Anglia, 69 (1960), nr. 641 (apr.), 361—369, 1 fig., 4 tabl., 6 ref. bibl.

Metoda permite determinarea rapidă şi exactă a procentajelor reduse de beril. Se utilizează o balanţă de torsiune pentru cîntărirea a 0,5 g din probă, aparatură de laborator portativă şi reactivi pentru analiză. Principiul metodei constă în extracţia selectivă a beriliului cu acid azotic diluat, după dezagregarea probei cu fluorură de amoniu. Ionii sînt separaţi cu acid etilendiamintetraacetic şi N.N.-diglicin. Procentajul de beril este determinat colorimetric, după adăugire de hidroxid de sodiu. Prin această metodă s-au precizat anomalii în vecinătatea pegmatitelor cu beril.

Combină de săpare. In Ugol 35 (1960), nr. 9 (sept.), 63.

In S.U.A. s-a executat prototipul unei combine de săpare avînd organul tăietor cu diametrul de 1 m, destinat forării cu viteză de 2,5—3,7 m/h a lucrărilor în roci cu rezistenţă la compresiune de 490 kg/cm². Organul de tăiere este compus din nouă sape cu role plasate pe patru cercuri concentrice. Combina avansează prin păşire, realizînd o forţă de împingere de 140 tone. In calcar s-a realizat o viteză maximă de 7,3 m/h şi medie de 3,7 m/h, iar în granit tare o viteză de 0,9—1,1 m/h.

Combina propriu-zisă va fi realizată pe baza acestui prototip în scopul săpării galeriilor cu diametre de 3,7 m.

Galanka I.: **Sistematica armării exploatărilor subterane.** Przeglad Gorniczy, nr. 1 (1960).

Autorul analizează condiţiile în care are loc săparea galeriilor în exploatările subterane, deosebind:

— condiţiile geologico-inginereşti de efectuare a exploatărilor subterane;

— modul de interacţiune a armăturii cu masivul de roci;

— împărţirea exploatărilor din punct de vedere al interacţiunii rocilor, care înconjură galeriile.

In concluzie, se arată că susţinerea galeriilor trebuie să ţină seama de: 1) modul de lucru al susţinerii (de susţinere, de separare, de izolare etc.); 2) de natura susţinerii (individuală, continuă sau discontinuă); 3) de construcţia susţinerii (fixă, susceptibilă la susţinere imediată sau după un timp dat); 4) de caracterul susţinerii (provizorie, definitivă).

Se dau exemple de calcul, scheme şi grafice pentru diferitele tipuri de susţinere mai des întîlnite în Polonia.

Lokaj Sofia: **Lucrări de împuşcare în cariere de piatră şi mine şi pagubele miniere provocate.** Przeglad Gorniczy, nr. 1 (1960).

Autorul tratează problema influenţei pe care o au undele seismice şi de explozie asupra clădirilor de la suprafaţă, în cazul cînd în lucrările miniere se folosesc explozivi. Se dau regulile referitoare la împuşcările din cariere şi mine folosite în U.R.S.S. şi în statul New-Jersey din S.U.A. Se redă relaţia pentru calculul razei zonei seismice periculoase R_s şi expresia pentru „coeficientul de pagubă", E. Sînt discutate rezultatele măsurătorilor seismice efectuate la una din cariere şi se arată neconcordanţa dintre datele teoretice şi cele experimentale. Se trage concluzia că cercetările viitoare trebuie să meargă în direcţia stabilirii dependenţei dintre „intensitatea cutremurului" şi calitatea şi cantitatea explozibilului folosit la împuşcări şi adaptarea relaţiei de calcul a mărimii R_s pentru condiţiile Poloniei.

Daniec A. şi Tyka Z.: **Situaţia industriei sării în R. P. Polonă.** Przglad Gorniczy, nr. 2 (1960).

In anii dintre cele două războaie mondiale, producţia de sare (NaCl) a fost de 500 000—600 000 t/an din care circa 1/3 provenea din ape minerale bogate în săruri. După război, producţia de sare s-a dublat. In 1980, conform planului de perspectivă, producţia se va tripla faţă de 1960, iar 90% din sare va fi folosită în industrie; pentru acoperirea acestor necesităţi se preconizează deschiderea unei mine la Klodawia şi a altor mine din nordul Poloniei.

In ceea ce priveşte KCl, singura sursă cunoscută în prezent este mina de Klodawia.

Ca resurse de săruri (NaCl şi KCl) intră în discuţie numai raioanele nordice ale Poloniei, care însă prezintă mari pericole de inundaţie şi gaze. Raioanele din sudul Poloniei nu au săruri.

G. Schromm: **Alegerea punctelor pentru determinarea gradului de prăfuire în minele de cărbuni.** In Bergbautechnik, **10** (1960) nr. 9 (sept) 463—465.

După ce prezintă necesitatea şi problematica determinări gradului de prăfuire, autorul arată cerinţele unei astfel de determinări. Pentru obţinerea unei probe caracteristice de praf în suspensie şi pentru compararea rezultatelor determinărilor între ele, este necesară precizarea punctelor de colectare: se face propunerea de a folosi puncte fixe şi puncte mobile, în funcţie de felul lucrării miniere în care se face determinarea.

H. E. Collins: **Tehnica nouă în minele engleze de cărbuni** (In Glückauf, **96** (1960) nr. 19 (10 sept.) 1173—1193.

In domeniul explorărilor se citează folosirea insulelor artificiale pentru efectuarea forajelor de explorare în largul mării. La săparea puţurilor se practică încărcarea mecanică cu greifere sau cu maşini de încărcat tip lopată mecanică, adoptîndu-se sistemul de susţinere în paralel cu săparea. La săparea galeriilor se obţin recorduri de 18—27 m săptămînal tinzîndu-se spre o viteză de 90 m/săptămînă.

In ce priveşte mecanizarea tăierii se citează combina Meco More şi Anderton, iar mai recent combina Dranyam cu bară orizontală şi tambur tăietor vertical, trepanerul discontinuu, plugul Huwod, destinat stratelor cu grosimi

de peste 1 m. În domeniul susținerii abatajelor se tinde spre extinderea la maximum a cadrelor hidraulice pășitoare de diferite tipuri constructive. O noutate în ceea ce privește rambleierea pneumatică o constituie asamblarea într-un agregat unic a unei mașini pitice de rambleiat și a unui concasor prin care trece sterilul obținut chiar în mină în apropierea locului de rambleiere.

Perfecționarea împușcării cuprinde împușcarea cu injecție de apă și extinderea împușcări cu aer comprimat la mare presiune. Experimental s-a inițiat o exploatare la care tăierea și transportul se realizează hidraulic. Transportul se face cu locomotive de 11—15 t acționate cu motor Diesel sau locomotive cu troleu de 25 t.

A. M. Heltzen: **Flotarea cuprului din solvenți nitrici.** In Tidsskrift for kjemi, bergvesen og metallurgi, 20 (1960), nr. 7 (sept.), 183—184

Autorul prezintă rezultatele unor experimentări de precipitare a argintului din calcopirită, din soluții de argint, și flotarea minereurilor cu argint nativ, arătînd că poate fi posibilă sporirea extracției de cupru prin adăugarea unei soluții de săruri de argint solubile în tulbureală. Se arată încercările de flotare cu un minereu complex sulfuros format din pirită, pirotină, calcopirită și sfalerită cu un conținut de 3,5% Cu. Adăugînd 20 g/t $AgNO_3$ în tulbureală, extracția de cupru a crescut cu 4%. Totodată încercările de flotare a concentratelor de cupru arată că se obține o creștere a extracției cu 1,7% folosind ca activant $AgNO_3$.

Dintr-un minereu cu 3,5% Cu, fără adăugarea de $AgNO_3$, se obține un concentrat cu 9,85% Cu și sterile cu 0,42% Cu, cu o extracție de 92%. Prin adăugare de $AgNO_3$, se obține un concentrat cu 11,23% Cu și sterile de 0,20% Cu cu o extracție de 96%.

Flotarea se efectuează în mediu cu pH = 8,5, $AgNO_3$ adăugîndu-se în soluție de 1% (20 g/t) împreună cu Aeroflot-23 (40 g/t) și amestecîndu-se 5 min. Durata de flotare este de 20 min.

Ideea a fost aplicată și la reflotarea unui concentrat de cupru cu 14,6% Cu. Fără $AgNO_3$ se obținea un concentrat cu 21,80% Cu cu extracție de 98,8% în timp ce prin adăugarea de 150 g/t soluție de 1% $AgNO_3$, amestecare 20 min și flotare 4 min se obține un concentrat cu 23,50%. Cu cu extracție de 98,6%.

R. W. Wait: **Unele aspecte ale proiectării motoarelor folosite în minerit.** In The mining electrical and mechanical engineer, 40 (1960) nr. 476 (iunie), 347—352.

Autorul analizează structura mecanică a motoarelor electrice folosite în minerit, și în deosebi circuitul magnetic și cel electric. In continuare se propune o restandardizare a motoarelor electrice și se fac o serie de considerații asupra răcirii motoarelor.

Automatizarea instalațiilor de preparare în medii dense. In Minin, Woold, 13, (1960), nr. 7 (iulie) 44

Deși greu de realizat pînă în prezent, automatizarea unei instalații de spălare a cărbunelui în medii dense, folosind pentru controlul densității razele gama, a permis reglarea densității cu o precizie de +0,003. Greutatea grafică a mediului dens format din apă și magnetită este măsurată prin absorbția radiațiilor. Mărimea radiației ce trece prin mediul dens spre detectorul de radiații este invers proporțională cu masa inițială. Semnalele electrice ale detectorului sînt preamplificate și pot fi înregistrate coordonînd totodată densitatea mediului de spălare prin acționarea ventilului de admitere a mediului, a ventilului de apă și a separatorului magnetic.

E. J. Reine: **Localizarea metanului în abalajele cu front lung.** In Tran- of the institution of minis engineers 119 (1960) nr. 10 (iulie) 40—597

Un număr din recentele explozii din minele de cărbuni din Anglia au atras atenția asupra pericolului acumulărilor de metan din galeriile de transport. Articolul prezintă o primă serie de cercetări practice efectuate în subteran în scopul stabilirii pericolului datorat acumulărilor de metan. Se dau detalii asupra distribuției curenților de aer pe secțiunea unei galerii cu referire specială asupra vitezelor maxime și minime de aer.

Autorul definește acumulăririle de metan și condițiile în care acestea se formează, punînd în evidență circulația și recirculația metanului acumulat precum și efectul pe care-l poate avea asupra acestor acumulări presiunea de aeraj și operațiile de extracție a cărbunelui din abataj. Totodată se arată modul în care pot fi detectate acumulările de metan cu ajutorul detectoarelor de metan și înlăturarea acestor acumulări cu ajutorul unor ejectoare cu aer comprimat.

In concluzie autorul consideră că cea mai bună cale de combatere a acumulărilor de metan constă în combinarea drenării metanului cu un eficace control al presiunii acoperișului și cu un bun aeraj.

Unele încercări de susținere a galeriilor. In Transactions of the Institution of mining engineers, 119 (1960) nr. 10 (iul.) 613—626.

Incercările prezentate s-au efectuat în scopul stabilirii defectelor diferitelor moduri de susținere și întreținere a unor galerii de transport. Autorul a analizat cheltuielile de susținere și problemele de mecanică ale susținerii, stabilind totodată cu ajutorul unor dispozitive adecvate mărimea tasării tavanului galeriei.

S-au remarcat 6 tipuri de susținere din care 5 tipuri diferite de susținere cu arce metalice și susținerea ancorată. Rezultate bune le dau acele tipuri de susținere cu o mai bună articulație și la care pătrunderea tavanului între cadre poate fi preîntîmpinată. În ceea ce privește susținerea ancorată în apropierea abatajului aceasta este limita și necesită folosirea unor dispozitive care să solidarizeze buloanele între ele.

H. H. Wilson: **Transportul în subteran.** Transactions of The Institution of mining engineers, **119** (1960) nr. 12 (sept.) 714—721.

Autorul face o trecere în revistă a metodelor actuale de transport în subteran și analizează realizările mai importante din punct de vedere al eficienței sporite și influența transportului asupra abatajului. Transportul este analizat din punctul de vedere al noilor metode de tăiere a cărbunilor.

Din articol se desprind cîteva date mai importante. Astfel ar fi: durata unei benzi transportoare este de 15—20 luni — și tendința extinderii transportului cu locomotive Diesel.

Susținerea în abataj. In Transactions of The Institution of mining engineers **119** (1960) nr. 12 (sept.) 700—708.

Autorii prezintă o comparație între modul actual de repartizare a sarcinilor pe susținerea din abataj și concepția unei grinzi simplu încastrate. Posibilitatea folosirii acestei ipoteze este discutată și confirmată de unele observații experimentale.

Hinsley F. B. și Jones J. D.: **Fenomene de scurgere legate de oprirea ventilatoarelor de mină.** In Trans. Instit. Mine Sng. **119** (1960), nr. 11 (aug), 647—656, 2 fig., tab., 3 ref. bibl.

Regimul presiunii și al scurgerii aerului suferă schimbări importante cînd ventilatorul se oprește. În cazul aerajului în circuit deschis cu două puțuri — de admisie și de evacuare — s-a stabilit, cu ajutorul unui model matematic echivalent, formula de calcul pentru timpul necesar aerului spre a parcurge întreg sistemul subteran și rezistența aerodinamică. Apoi, prin încercări în mină, s-a pus la punct o metodă de măsurare a variației presiunii și scurgerii aerului, utilizînd un venturiimetru special construit. Acesta este prevăzut cu un sistem de amplificare de șapte ori, pentru înlesnirea citirii variațiilor mici. S-au făcut măsurători sub gura puțului de admisie și la fund, constatîndu-se că: cele mai mari schimbări în scurgerea aerului, datorite inerției, se produc în scurt timp — circa 5 min — după oprirea ventilatorului, fiind urmate de o perioadă de schimbări lente și mai puțin importante, datorite factorilor termici.

centrozap

INTREPRINDERE DE COMERȚ EXTERIOR

POLONIA
Katowice Plebiscytowa 36
Căsuța Postală 825

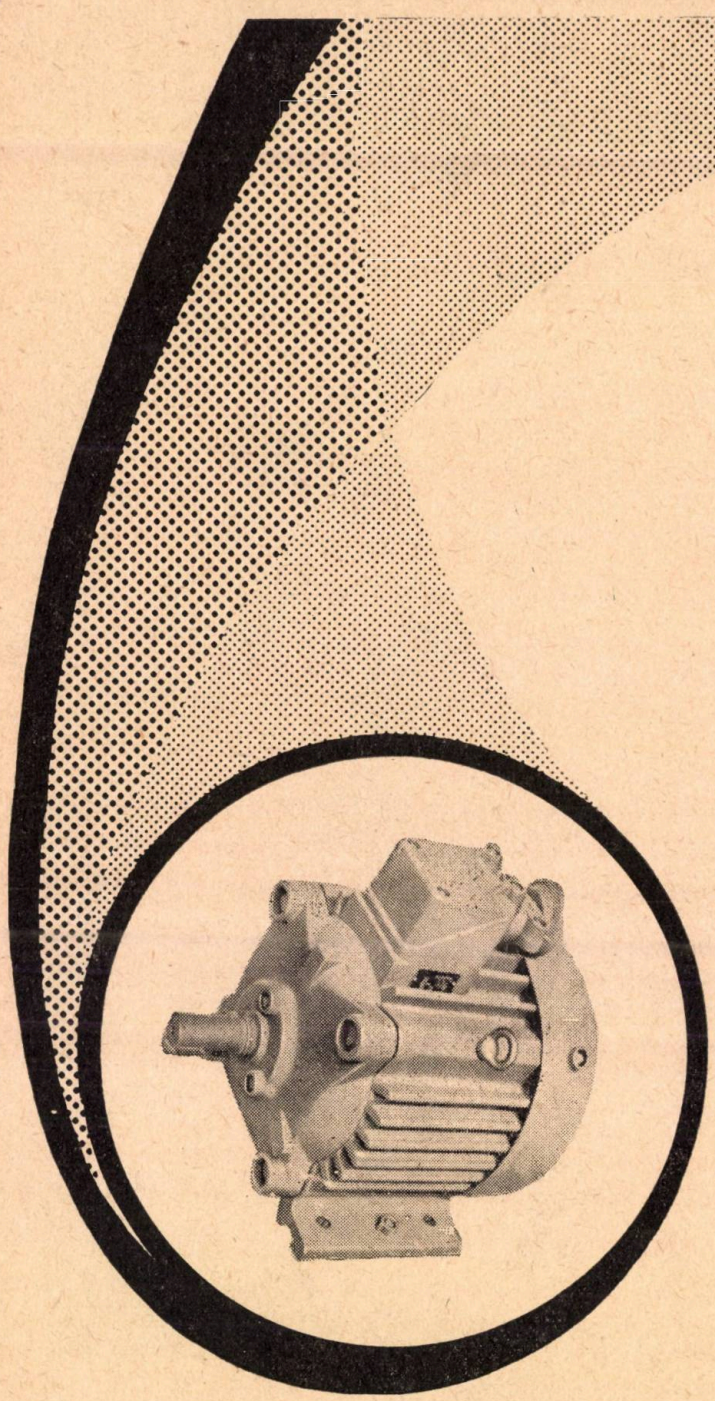
CENTROZAP

Exportă: *Instalații miniere pentru: abataje • încărcări • transport • preparație mecanică*

Material de salvare și de protecție

CENTROZAP SE REMARCĂ PRIN:

CONSTRUCȚIE SIMPLĂ • MANIPULARE UȘOARĂ • RANDAMENT RIDICAT



Industria poloneză, specializată în fabricarea instalaţiilor electrice miniere,

recomandă:

Echipamente pentru mine, etanşe la apă şi antigrizutoase

- **Transformatoare;**
- **Material pentru instalaţii;**
- **Locomotive cu acumulatoare şi pantografe pentru minele adînci;**
- **Motoare antigrizutoase şi antideflagrante, asincrone cu o putere de pînă la 80 kW pentru instalaţii miniere sau locuri ce conţin gaze uşor inflamabile.**

Prospecte şi cataloage cereţi sub:

EXPORTOR EXCLUSIV
SOCIETATEA POLONEZĂ CU RESP. LIM.
PENTRU COMERŢUL EXTERIOR
CU ECHIPAMENT ELECTROTEHNIC

"Elektrim"

WARSZAWA 2, CZACKIEGO 15/17 POLOGNE, Tel. 6.62.71 Tel. ex. 1.04.15

ADRESA TELEGRAFICĂ: **ELEKTRIM — WARSZAWA B. P. 254**

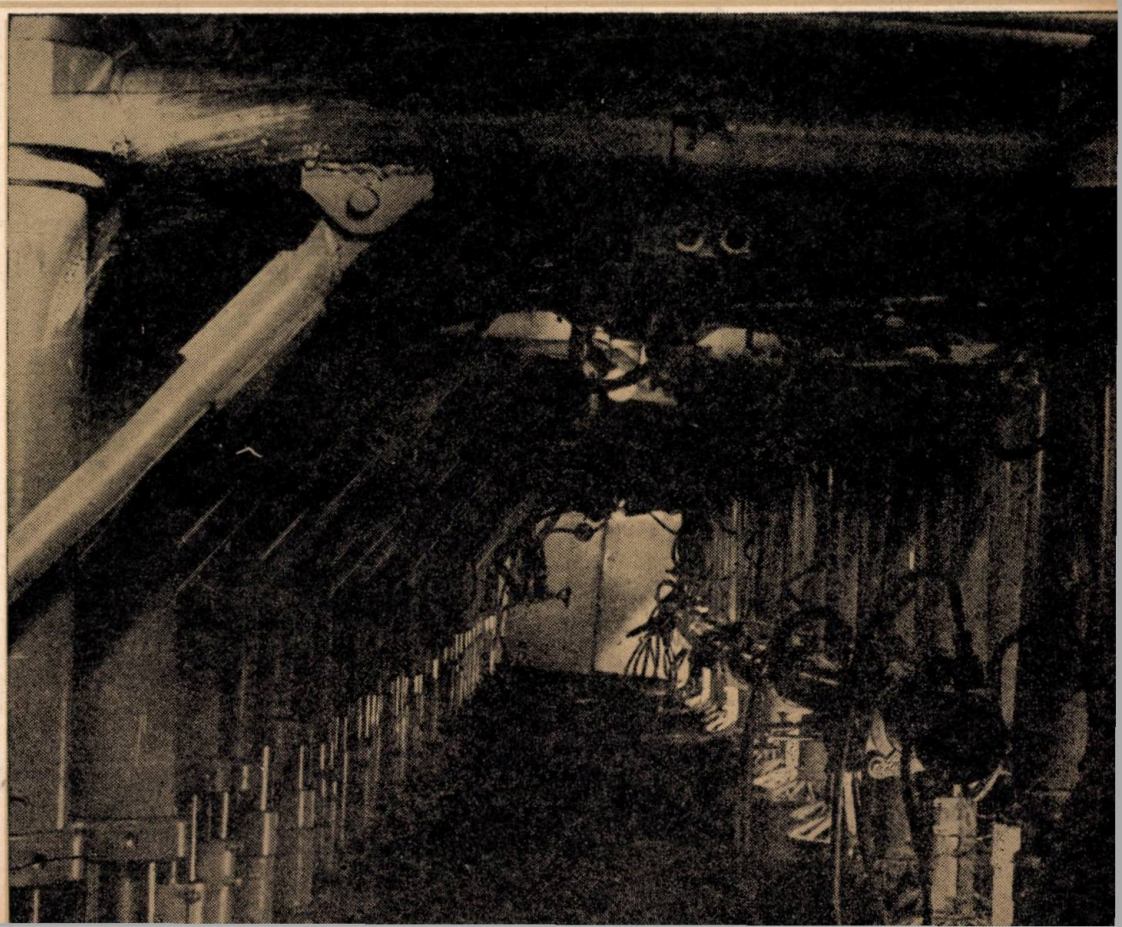
I. P. 2, c. 448

Lei 5

E 1H33

KAT

Revista MINELOR



REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAG. 145–192
APRILIE
1961

4

ASIT

BUCUREȘTI

Aprilie
1961
Anul XII
Nr. 4

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. ȘI AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI ELECTRICE

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.07.30 și 13.57.28

CUPRINS

	Pagina
GORBACIOV F. T.: Unele probleme cu privire la exploatarea zăcămintelor de cărbuni din Kuzbas	147—158
IONESCU D., BĂLTĂREȚU R. și DIMOFTACHE D.: Situația degajărilor de gaze la minele din R.P.R.	159—167
SUFRIM M.: Rețeaua generală de legare la pămînt mijloc principal de protecție împotriva accidentelor prin electrocutare la instalațiile electrice de la exploatările miniere de cărbuni . .	168—172
DOMIDE E.: Transmiterea sistemului de referință în subteran printr-un singur puț cu racordare prin aliniere	173—181
LEONTE M.: Sondeza BSK-3 pentru foraj în roci dure și foarte dure	182—183
NOTE.	
***: Tehnica nouă în minele de cărbuni	183—186
RECENZII	
DOCUMENTARE	

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR

REVISTA MINELOR

ANUL XII — NR. 4 — APRILIE 1961

СОДЕРЖАНИЕ

Горбачев Т. Ф.: *Некоторые вопросы разработки угольных месторождений Кузбасса.*

После краткого описания щитового способа разработки угля на всю мощность пласта, рассматривается система разработки мощных пластов с разделением на слои (горизонтальные слои, слои по падению поперечные слои и т.д.); детально описаны операции отбойки и крепления. В заключение отмечается важность прогноза величины горного давления и характеристики его проявления на глубоких горизонтах, поскольку эти параметры могут привести к серьезным изменениям способа проведения подготовительных работ, системы разработки и направления механизации горных работ.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 4, СТР. 147–158

Ионеску Д., Бэлтэрецу Р., Димофтаке И.: *О выделении газов в шахтах РНР.*

Излагаются результаты исследований, проведенных исследовательской станцией по горной безопасности (С.Ч.С.М.) в Петрошанах с целью выявления причин, порождающих скопления газов и указания эффективных мер, которые необходимо предпринять с целью создания оптимальных рабочих условий для предупреждения несчастных случаев.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 4, СТР. 159–167

Суфрин М.: *Общая сеть заземления — главное средство защиты от поражений электрическим током на электрических установках угольных шахт,*

Дается краткое изложение вопроса обеспечения эффективной защиты от поражения током; рассматривается ряд способов его предупреждения, а именно: применение низкого напряжения, ограждение токопроводящих частей, использование индивидуальных способов защиты и т.д. Автор дает детальный расчет общей сети защиты путем заземления и приходит к заключению о необходимости применения общей сети совместной защиты, к которой должны подключаться корпуса всего электрического оборудования, питаемого от единой сети посредством двух видов заземления (главное — обслуживающее всю сеть и местное — обслуживающее отдельное оборудование или группу оборудований).

Revista minelor, XII (1961) Nr. 4, СТР. 168–172

Домиде А.: *Передача опорной системы в недра через шахтный ствол с привязкой выравниванием.*

Работа выявляет преимущества метода посредством анализа погрешностей отдельных операций, и практические результаты, полученные путем сравнения с методом привязки при помощи треугольника.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 4, СТР. 173–181

Леонте М.: *Буровой станок БСК-3 для бурения в твердых и очень твердых породах.*

Приводятся технические характеристики бурового станка БСК-3, предназначенного для бурения в твердых и очень твердых породах (андезиты, граниты и др.) и в трудно доступных и изолированных районах.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 4, СТР. 182–183

* * *: *Развитие новой техники на угольных шахтах.*

Описывается ряд технических достижений, применяемых на угольных шахтах некоторых стран с развитой угольной промышленостью.

Revista Minelor, XII (1961) Nr. 4, СТР. 183–186

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Gorbaciov F. T.: *Some problems related to mining of Kuzbas coal deposits.* After briefly reviewing the driving shield mining method along the whole thickness of the stratum, the author expounds the slicing mining method at large thickness strata (top slicing-, rill stopes-, cross-cut-mining methods and so on, pointing out particularly the mine-cutting and support operations. In conclusion, he shows the significance of forecasting the magnitude of the pressure, as well as the character of this one, which manifests itself on the deep levels, this being able to produce serious changes in the methods of mining and of driving of head-ways in deposits, as well as in the character and type of the mechanization of mine work.

Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 147—158

Ionescu D., Bălţăreţu R., Dimofta-che I.: *The situation of gas emissions in the mines of the R.P.R.* Results are given of research work carried out by the S.C.S.M. (station for mining safety) in Petroşani, in view of discovering the causes generating gas accumlations. The authors point out the steps to be taken for creating optimum working conditions in order to prevent accidents.

Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 159—167

Sufrim M.: *The general earth connection network, as a main protection way against accidents by electrocution at the electrical installations for coal mine workings.* After briefly discussing the necessity of ensuring an efficacious protection against accidents by electrocution, and analyzing several preventing means, like: feeding the electric equipments at lowest possible voltages, the current conducting parts are to be inaccessible, using the individual means of protection, and so on, — the author presents a detailed calculus of the general protection network by earth connection and reaches the conclusion of the necessity of a general common protection network, to which have to be connected the casings of all the electric equipments fed from the same network, by means of two kinds of earth plates (the main one which serves the whole network and the local one-for a single or a group of equipments.

Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 168—172

Domide E.: *Transmission of the reference system in the pit, by means of a single mining shaft with alignment transition.* This paper emphasizes the advantages of the method of analysing the errors by partial operations and discusses the practical results obtained, as compared with the triangle transition method.

Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 173—181

Leonte M.: *The* BSK-3 *coring outfit for hard and very hard rocks drilling.* The author presents the technical characteristic features of the BSK-3 coring outfit, designed for making soundings, through hard and very hard rocks (andesites, granites etc), in hardly accessible and isolated places, and accepted by the builders of the Central Building Office of the Ministry for Geology and Subsoil Protection in the U.S.S.R.

Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 182—183

***: *The new techniques in the coal mines.* A series of technical progresses are described, used in the coal mines of some countries with a developed coal mining industry.

Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 183—186

BOOK REVIEWS

DOCUMENTATION

INHALT

Gorbaciov F. T.: *Einige Probleme des Abbaus der Kohlenlagerstätten in dem Kuzbass.* Nach einer kurzen Übersicht auf die Methoden der Kohlengewinnung auf voller Flözmächtigkeit mit Hilfe des Vortriebsschildes, wird der Scheibenbau von mächtigen Schichten (sohliger Scheibenbruchbau, schräger Scheibenbau, sohliger Querbau, usw) mit besonderer Rücksicht auf die Gewinnungs- und Ausbauarbeiten dargestellt. Zum Schluss wird auf die Bedeutung der Schätzung von Gebirgsdruckwerten und -kennzeichen in den Sohlen von grösserer Teufe betont, da der Gebirgsdruck nicht unbedeutende Veränderungen in den Vorrichtungs- und Abbauverfahren und in der Art der Mechanisierung bewirken kann.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, S. 147—158

Ionescu D., Băltăreţu R., Dimoftache I.: *Die Lage der Gasentwicklung in den Bergwerken der RVR.* Man stellt die Ergebnisse der in der Forschungsstelle für Grubenschutz in Petroşani (SCSM) durchgeführten Untersuchungen dar, mit dem Zweck die Ursachen, die zu Gasansammlungen führen festzustellen und die wirksamen Massnahmen zur Schaffung von optimalen Arbeitsbedingungen und zur Vermeidung der Unfälle anzugeben.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, S. 159—167

Sufrim M.: *Das allgemeine Erdungsnetz, ein wichtiges Schutzmittel gegen elektrische Tötung in den Kohlenbergwerken.* Man behandelt die Notwendigkeit der Versicherung eines wirksamen Schutzes gegen die elektrischen Unfälle und man berücksichtigt einige Vorbeugungsmassnahmen wie: Speisung der elektrischen Einrichtungen mit möglichst niedrigen Spannungen, Unzugänglichkeit der stromführenden Maschinenteile, Benutzung individueller Schutzmittel, usw. Nach einer eingehenden Berechnung des Schutznetzes durch allgemeine Erdung, kommt der Verfasser zu dem Schluss, dass ein allgemeines Schutznetz an dem die Gehäusen aller elektrischen aus einem einzigen Netz durch zwei Arten von Elektroden gespeisten Maschinen angeschlossen sind (Hauptelektroden für das ganze Netz und lokale Erdelektroden für ein einziges Gerät oder eine Gruppe von Geräten) der zweckmässigste Schutzsystem in den Kohlenbergwerken ist.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, S. 168—172

Domide E.: *Übertragung des Referenzsystems unter Tage in einem einzigen Schacht mit Verbindung der Pläne durch Geraderichten.* Der Aufsatz unterstreicht die Vorteile des Verfahrens zur Analyse der Fehler bei teilweisen Operationen und die praktischen Ergebnisse beim Vergleich mit der Anschlussdreieckmethode.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, S. 173—181

Leonte M.: *Die Schürfbohranlage BSK-3 für hartes und sehr hartes Gestein.* Der Verfasser gibt die technischen Kennzeichen der Schürfbohranlage BSK-3 an. Diese vom Zentralbüro für Maschinenbau des Ministeriums für Geologie und Untergrundschutz zugelassene Anlage ist für das Schürfbohren durch hartes und sehr hartes Gestein (Andesite, Granite, usw.) in isoliertem und schwer zugänglichem Gelände bestimmt.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, S. 182—183

***: *Die neue Technik in den Kohlenbergwerken.* Man stellt eine Reihe in den Bergwerken einiger industriell entwickelten Kohlenländer gemachten technischen Fortschritte dar.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, S. 183—186

BUCHBESPRECHUNGEN

DOCUMENTATION

SOMMAIRE

Gorbaciov F. T.: *Quelques problèmes sur l'exploitation des gisements de charbons de Kuzbass.* Après un court exposé sur la méthode d'exploitation des couches puissantes à l'aide du bouclier, on décrit la méthode d'exploitation par tranches (tranche plates directionnelles, transversales, inclinées, etc) en insistant spécialement sur les opérations d'abatage et de soutènement. En conclusion on souligne l'importance de l'appréciation de la valeur de la pression et de son caractère de manifestation dans les niveaux profonds, la pression étant un facteur qui peut produire des changements importants dans les méthodes de préparation et d'exploitation de la mine et influencer sur le mode de la mécanisation.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 147—158

Ionescu D., Băltăreţu R., Dimoftache I.: *La situation des dégamements de gaz dans les mines de la R.P.R.* Les auteurs exposent les résultats des recherches effectuées par la S.C.S.M. (Station de Recherches pour la Sécurité Minière) de Petroşani, dans le but de dépister les causes générant les accumulations de gaz et d'indiquer les mesures qu'il faut prendre afin de créer les meilleures conditiotions de travail et de prévenir les accidents.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 159—167

Sufrim M.: *Le réseau général de prises de terre, un moyen principal de défense contre les accidents par électrocution dans les installations électriques des entreprises minières.* Après avoir souligné la nécessité d'une protection efficace contre les accidents par électrocution et analysé quelques moyens de défense comme: l'alimentation de l'installation à des tensions le plus réduites possible, l'inaccessibilité des organes conducteurs de courants, l'utilisation des moyens individuelles de protection, etc, l'auteur fait un calcul détaillé du réseau général de protection par prises de terre, en concluant sur la nécessité d'un réseau général de protection commun, à qui on doit conjoindre les carcasses de tous les équipements électriques alimentés du même réseau à l'aide de deux sortes de prises de terre: principale, pour tout le réseau, et locale, pour une seule machine ou pour un groupe de machines électriques.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 168—172

Domide E.: *Transmission du système de référence dans le souterrain, à l'aide d'un seul puits à raccordement par alignement.* L'ouvrage met en évidence les avantages de la méthode d'analyse des erreurs par opérations partielles et les résultats obtenus en comparraison avec la méthode de raccordement par triangle.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 173—181

Leonte M.: *La sondeuse BSK-3 pour les roches dures et très dures.* L'auteur présente les caractéristiques techniques de la sondeuse BSK-3 destinée pour le forage d'exploration dans les roches dures et très dures (andésites, granites, etc) dans les régions à accès difficile et isolées. Cette sondeuse a été homologuée par le Bureau Central de Constructions du Ministère de la Géologie et de la Protection du Sousol de l'U.R.S.S.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 182—183

***: *La nouvelle technique dans les mines de charbon.* On décrit une série de réalisations marquant le progrès technique dans les mines de charbon de quelques pays à une industrie charbonnière développée.
Rev. Minelor, XII (1961) Nr. 4, p. 183—186

COMPTES — RENDUS

DOCUMENTATION

CZ. 622.33

Unele probleme cu privire la exploatarea zăcămintelor de cărbuni din Kuzbas

Prof. T. F. GORBACIOV

Membru corespondent al Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S. vicepreşedinte al filialei siberiene a Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S

Bazinul carbonifer din Kuzneţk este unul din cele mai mari din lume. Rezervele sale reprezintă peste 900 miliarde tone. Cel mai mare raion carbonifer din Kuzbas, şi anume Prokopievschi-Kiselevsk reprezintă un zăcămînt complex format în special din pachete de strate groase cu înclinare mare.

În Kuzbas tăria cărbunelui şi stabilitatea rocilor înconjurătoare variază destul de mult, grosimea stratelor acţionează între 0,5 şi 30 m şi mai mult. Stratele au înclinare mică, medie şi mare. Ele conţin gaze care se manifestă prin erupţii bruste de cărbune şi gaze.

În aceste condiţii, exploatarea straturilor este complexă, necesitînd perfecţionarea continuă a metodelor de lucru.

Practica industrială dictează în permanenţă necesitatea de a elimina radical tehnologia veche legată de susţinerea în lemn şi răpirea manuală şi de a trece la metodele mai progresive de exploatare a stratelor de cărbuni, care asigură reducerea costului producţiei, creşterea considerabilă a productivităţii muncii, realizarea mecanizării complexe şi automatizării proceselor de producţie. Rezolvarea acestor sarcini depinde în special de următoarele probleme: punerea la punct a unor metode cu eficacitate mai mare de exploatare; mecanizarea şi automatizarea proceselor de producţie în subteran şi la suprafaţă; presiunea rocilor.

După cum se ştie productivitatea muncii şi preţul de cost al producţiei extrase sînt indici de bază care caracterizează nivelul tehnologiei producţiei.

Acum, cînd U.R.S.S. ocupă primul loc din lume în ceea ce priveşte extracţia de cărbune, peste 500 milioane tone pe an, şi cînd a depăşit toate ţările capitaliste din Europa, în domeniul productivităţii muncii, în faţa industriei carbonifere sovietice stă sarcina de a îmbunătăţi în continuare indicii de lucru calitativi în mine, de a ajunge şi întrece S.U.A. în privinţa productivităţii muncii.

★

Marea diversitate a condiţiilor geologice şi miniere din Kuzbas exclude posibilitatea aplicării aceleeaşi metode de exploatare în toate cazurile.

Înainte de a răspunde la întrebarea: care sînt metodele cele mai eficiente, în ce condiţii trebuie să fie folosite în ce direcţie trebuie perfecţionate metodele actuale de exploatare, ne vom opri pe scurt la determinarea verigii principale din lanţul tehnologic al lucrărilor de abataj. Această verigă este — după părerea noastră — problema dirijării presiunii, a susţinerii lucrărilor de abataj. Importanţa ei este confirmată de însăşi practica bazinelor carbonifere din U.R.S.S. În anii de după război, industria carboniferă sovietică a fost dotată cu mijloace perfecţionate de extragere, încărcare şi transport în abataje. Minele posedă sute de combine de diferite tipuri, maşini de încărcat, transportoare şi alte maşini. Toate acestea nu au influenţat însă în măsura cuvenită creşterea productivităţi muncii. Aceasta se datoreşte faptului că problemele de extragere, încărcare şi transport se rezolvau separat de problema dirijării presiunii. De aceea, nici mijloacele noi de extragere, încărcare şi transport nu au putut asigura o eficacitate mai mare a metodelor vechi de dirijare a presiunii. După cum se ştie — metoda susţinerii în stîlpi de lemn este legată de cheltuieli considerabile de materiale şi necesită un volum mare de muncă.

În Kuzbas, pentru fiecare o mie de tone de cărbune extras se consumă 52,1 m^3 lemn, adică peste 4 milioane m^3/an. La costul mediu al unui m^3 de 168,60 ruble cheltuielile pentru lemnul de armare se ridică la 675 milioane ruble pe an, ceea ce încarcă cu 9 ruble preţul de cost al fiecărei tone de cărbune.

Avantajele tăierii, încărcării şi transportul mecanizat de fapt se irosec astfel fără rost; ceea ce se cîştigă prin aplicarea metodelor noi se pierde prin executarea manuală a operaţiilor productive de susţinere a abatajului. Mai mult, vechea metodă de dirijare a presiunii limitează posibilitatea folosirii în întregime a utilajelor de tăiere şi de transport.

Spre deosebire de aceasta, metoda de exploatare cu scuturi la înclinări mari permite îmbunătăţirea simţitoare a indicilor tehnico-economici.

În bazinul carbonifer Kuzbas, prof. N. A. Cinakal a rezolvat cu succes încă în anul 1936

problema aplicării susținerii mobile la exploatarea stratelor groase cu înclinare mare. Potrivit acestei metode stratul se exploatează prin cîmpuri de abataj separate, cu pilieri de cărbune, fiind pregătite (atacate) din galerii direcționale de grup și galerii transversale intermediare.

Din galeriile principale se atacă cu ajutorul sondelor stîlpii lungi care se extrag apoi descendent pe înclinare pe toată grosimea stratului în fîșii pe direcție de 25 m. Între aceste fîșii se lasă un pilier de cărbune cu lățimea de aproximativ 3 m (fig. 1).

Înainte de a începe extragerea cărbunelui, la orizontul galeriei superioare de aeraj se montează un scut care reprezintă o ramă metalică pe care se așază în cîteva rînduri o poditură de lemn. Cărbunele de sub scut se taie prin lucrări de împușcare și este coborît în galeria de transport prin rostogoluri; scutul, sub influența greutății proprii și a rocilor care se prăbușesc deasupra sa, coboară treptat (cu 0,6—1 m) după fiecare împușcare a găurilor pe pilierii de cărbune, pe care se reazimă scutul, constituind astfel un scut de protecție pentru muncitorii aflați în abataj.

Pentru exploatarea stratelor cu grosimi 2,5—6,0 m se recomandă aplicarea unui scut simplu nesecționat (fig. 2).

Ca modificări ale acestei construcții se citează scutul cu dirijare hidraulică de la distanță (fig. 3), și scutul de beton armat pentru stratul cu grosimi de 5—7 m și înclinare 60—70° (fig. 4), și scuturile duble nesecționate alcătuite din două rînduri de bușteni (fig. 5), pentru strate cu grosimi de peste 10 m.

La exploatarea stratelor cu grosimi de 15—16 m și mai mult, cu înclinări de peste 70°, este recomandabilă exploatarea în felii; se împarte stratul în două felii și fiecare felie se exploatează cu ajutorul scuturilor (fig. 6).

Pentru a reduce pierderile de cărbuni lăsați în pilieri pe grosimea stratului, s-au creat scuturi de construcții mobile cu articulație (fig. 7), iar pentru înclinări medii de 35—55°, scutul pe role (patine) (fig. 8).

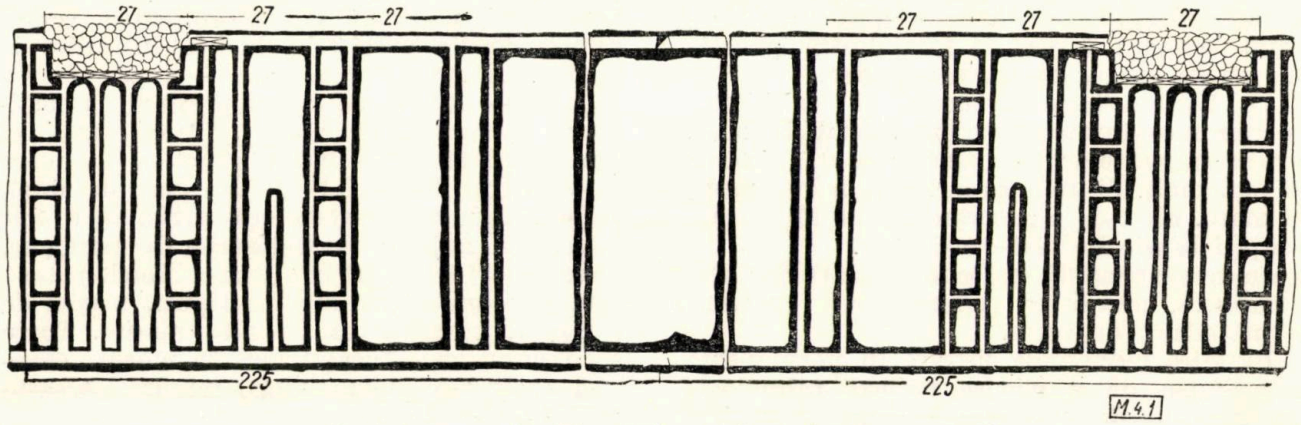


Fig. 1. Schema obișnuită a unui sector de exploatare cu scuturi.

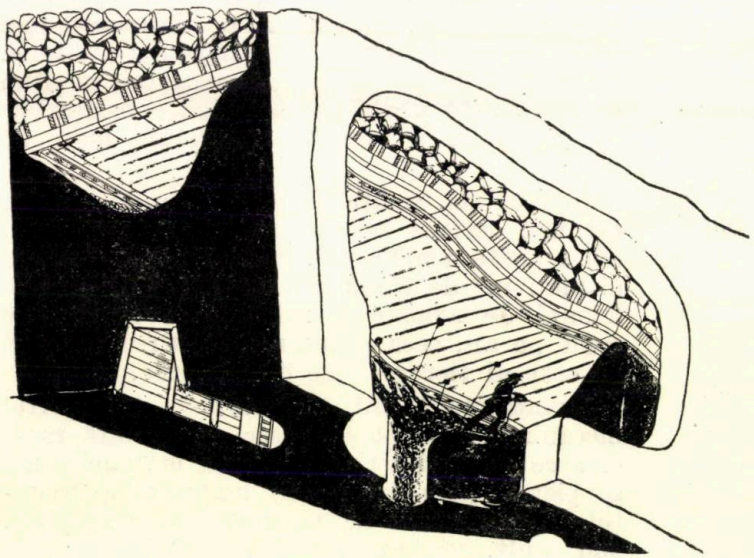


Fig. 2. Folosirea scutului simplu elastic nesecționat.

★

În afară de metoda de tăiere a cărbunelui cu ajutorul scutului pe toată grosimea stratului, în Kuzbas se aplică și metoda de exploatare cu împărțirea în felii a stratelor de mare grosime (felii orizontale, felii pe înclinare, felii transversale înclinate).

Exploatarea stratelor groase cu felii orizontale

Stratele de cărbuni cu înclinare peste 40° și grosimi peste 6 m pot fi exploatate prin felii orizontale. în acest caz, stratul se împarte în felii orizontale cu grosime 2,5—3,5 m extrase atît cu rambleierea spațiului exploatat, cît și cu prăbușirea rocilor înconjurătoare.

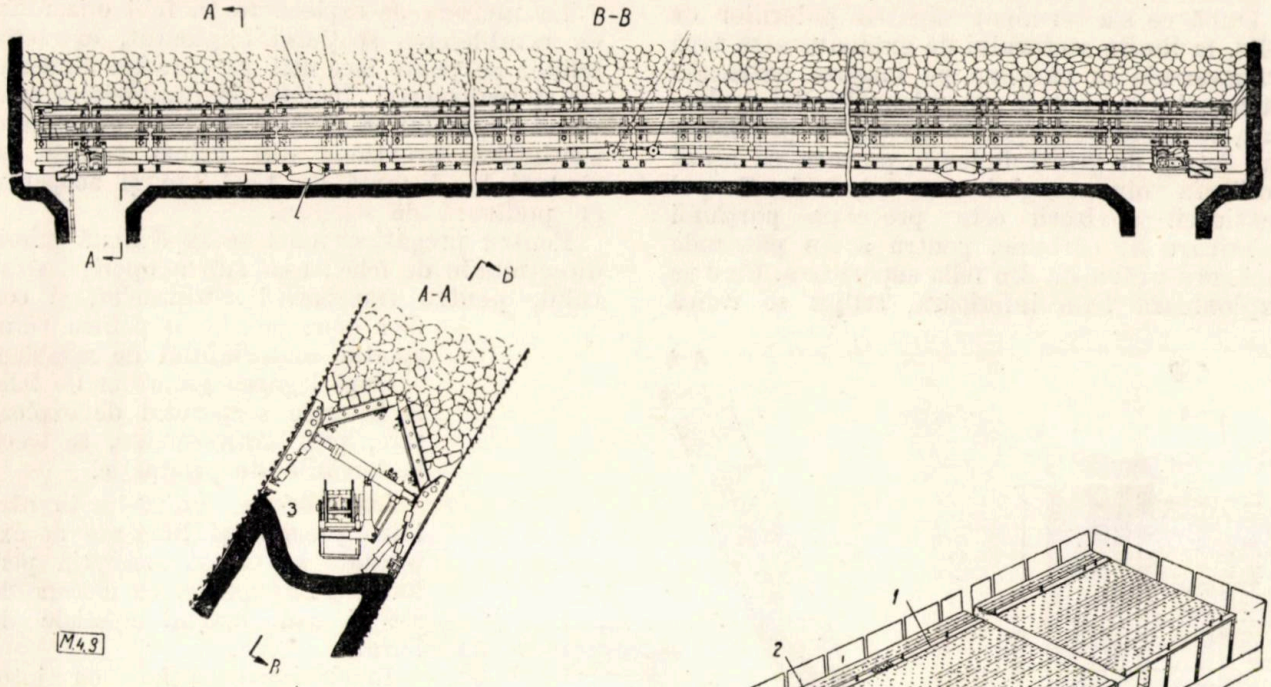


Fig. 3. Agregatul KVKP cu scut hidraulic.

Fig. 4. Scut nesecţionat elastic din grinzi de beton armat:
1 — placă de solidarizare; *2* — bolţ; *3* — plasă dublă; *4* — căptuşeală; *5* — fier U; *6* — fier cornier; *7* — poditură; *8* — grindă de beton armat; *9* — căptuşeală.

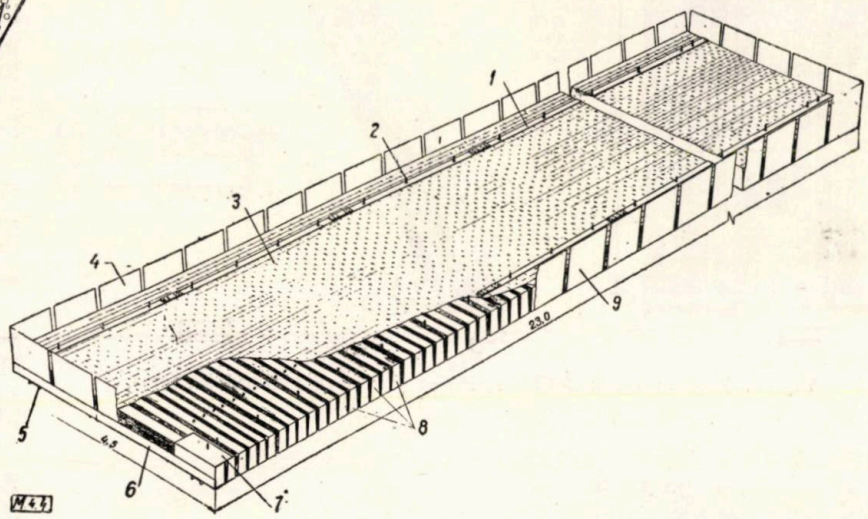
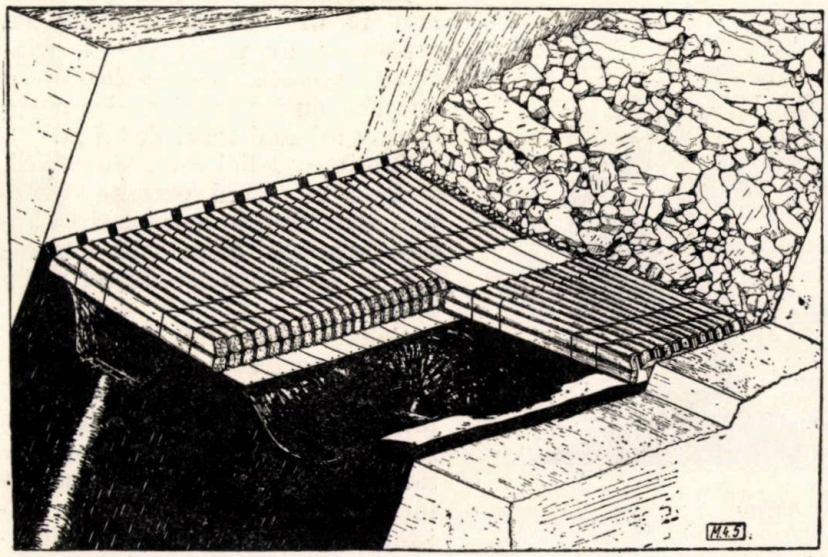


Fig. 5. Scut dublu nesecţionat confecţionat din buşteni.



Extragerea feliilor prin rambleiere se poate face în ordine ascendentă şi descendentă, în timp ce extragerea feliilor cu prăbuşire se poate face numai în ordine descendentă. Extragerea feliilor următeşte, de obicei, direcţia stratului.

Dacă grosimea pe orizontală (distanţa de la acoperiş la culcuş pe orizontală) a stratului nu depăşeşte 10 m, pentru pregătirea feliei se execută o galerie direcţională de felie, iar dacă grosimea orizontală depăşeşte 10 m, se fac două galerii de felie, una la culcuşul şi alta la acoperişul stratului.

Cîmpul de abataj la exploatarea stratelor în felii orizontale are pe direcţie lungimea de 150—200 m.

Pregătirea se face prin galeriile transversale de sector, din care se execută un suitor cu două compartimente, unul pentru coborîrea cărbunelui şi celălalt pentru circulaţia oamenilor. Galeriile de felie, la intervale de 7—10 m se leagă între ele pentru aeraj.

După ce s-a terminat săparea galeriilor de felie, la limita sectorului de exploatare se sapă transversale în cărbune pe măsura extracției cărbunelui în abataje ; în culcușul feliei exploatate se montează așa-zisa susținere provizorie sub formă de grinzi de lemn, pe care se așază poditura din margini sau scînduri. Scopul susținerii provizorii este protecția porțiunii inferioare de cărbune, pentru a nu pătrunde aici roca prăbușită din felia superioară. Cînd se exploatează felia inferioară, stîlpii se ridică

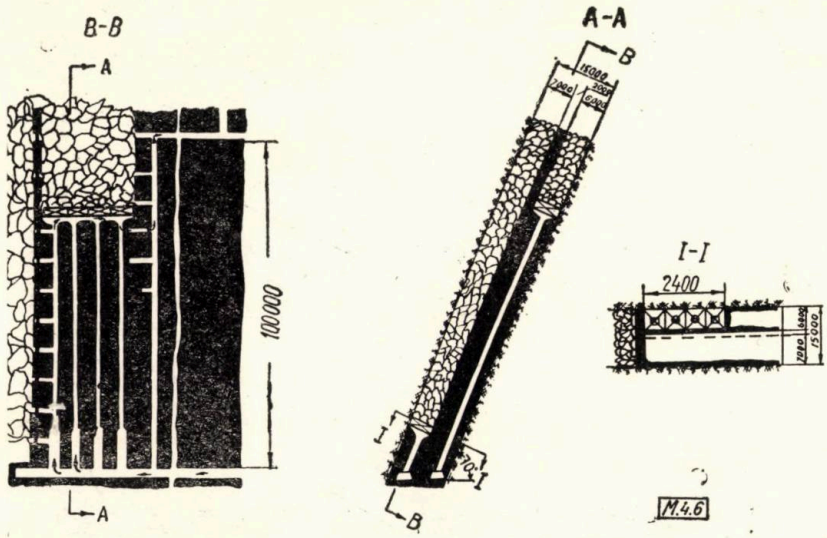


Fig. 6. Exploatarea în felii a stratelor groase cu ajutorul scutului.

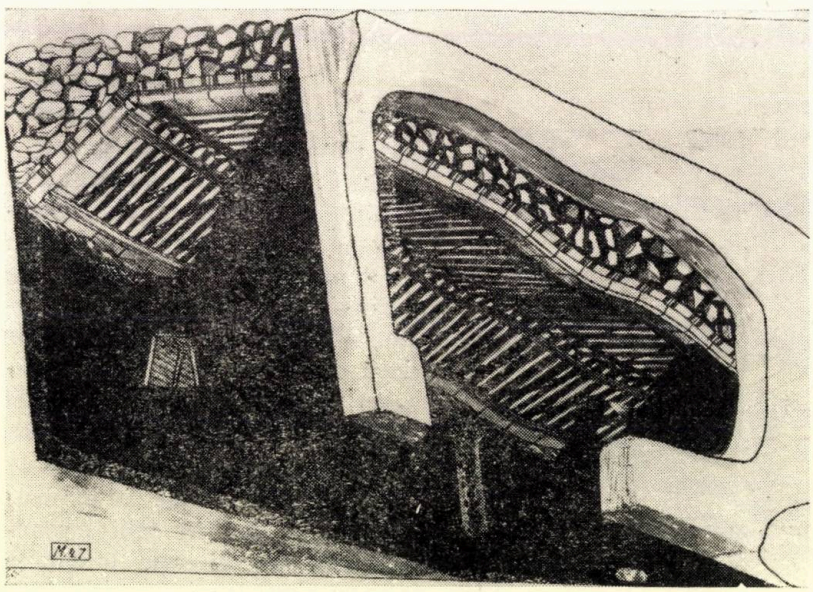


Fig. 7. Scut articulat mobil.

sub grinzile susținerii provizorii din felia de mai sus, exploatată.

În minele din Kuzbas, în locul susținerii provizorii în lemn s-au propus diferite tipuri de susținere metalice, cum ar fi plasa de sîrmă.

La metoda de exploatare în felii orizontale cu rambleierea spațiului exploatat, extracția feliilor se poate face atît pe direcția stratului cît și transversal. Înainte de rambleierea spațiului exploatat se execută, în mod obligatoriu susținerea provizorie din grinzi așezate în rînduri la distanță de 1—1,3 m și acoperite cu poditură de scînduri.

Pentru pregătirea feliei se sapă două galerii direcționale de felie : una sub acoperișul stratului, pentru transportul cărbunelui, și cea de-a doua pe culcuș pentru transportul materialului de rambleu.

După legarea galeriilor de felie la hotarele sectorului de exploatare, prin transversale, se trece la lucrările de producție.

Lucrările de pregătire în cărbune, precum și lucrările de exploatare se efectuează prin perforare și împușcare, cu ciocane de abataj sau mașini speciale de havat.

Rambleierea se face cu ajutorul mașinilor de rambleiere. Abatajul este susținut în stîlpi de lemn, iar grinzile sînt cele montate pe partea feliei superioare.

Înainte de rambleiere se efectuează bandajarea în lemn, iar în spațiul exploatat se execută susținerea provizorie și se face rambleierea.

Exploatarea stratelor groase cu felii pe înclinare

Exploatarea cu felii pe înclinare în ordinea descendentă cu prăbușirea acoperișului este principala metodă de exploatare a stratelor cu înclinări mici și medii cu grosimi mai mari de 3,5 m.

Grosimea feliei este, de obicei, de 2—3 m. Cînd permite structura stratului se vor folosi ca hotare naturale între falii intercalații de steril groase de cel puțin 0,8 m.

Galeria inferioară de transport și cea superioară de aeraj se sapă în strat lîngă culcuș și se leagă prin lucrări miniere înclinate, care servesc ulterior ca plane înclinate sau rostogoluri. Cînd înălțimea pe înclinare este destul de mare, etajele se împart în subetaje cu ajutorul galeriilor intermediare. În fiecare felie pentru transport, aeraj etc. se execută galerii direcționale de felie. Fiecare felie înclinată se exploatează ca un strat de grosime medie, de cele mai multe ori cu stîlpi lungi. La lucrările cu

prăbuşire, exploatarea feliei inferioare începe numai atunci cînd roca prăbuşită din acoperişul feliei superioare s-a trasat în măsură suficientă. Timpul necesar pentru aceasta depinde de caracterul rocilor, de obicei, de la cîteva luni pînă la jumătate de an şi mai mult (fig. 9).

Exploatarea stratelor groase în felii pe înclinare cu prăbuşire dă cele mai bune rezultate la înclinările de la 10° la 30°.

În lipsa intercalaţiilor de steril care să separe natural feliile şi a unui acoperiş stabil, pe culcuşul fiecărei felii se execută o poditură din grinzi şi scînduri. Pentru reducerea consumului

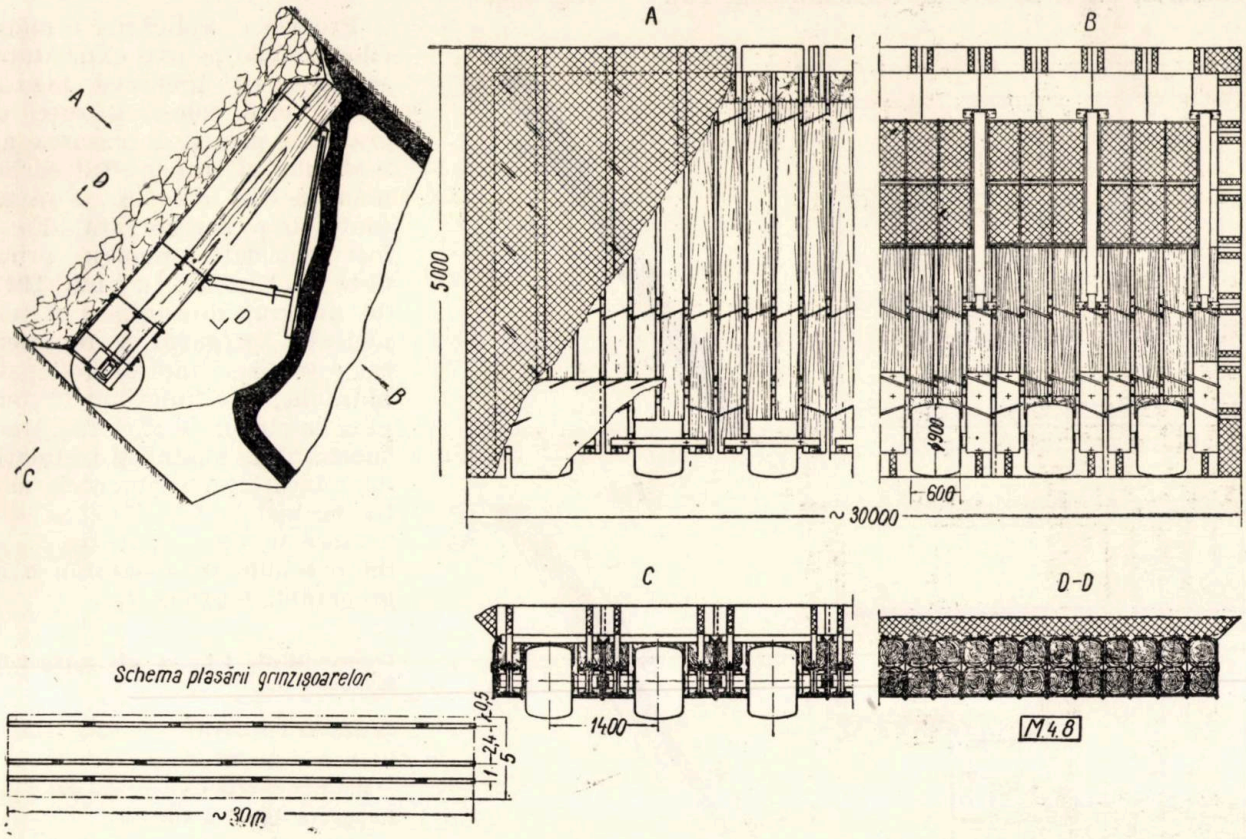


Fig. 8. Scut pentru exploatarea stratelor cu grosime medie.

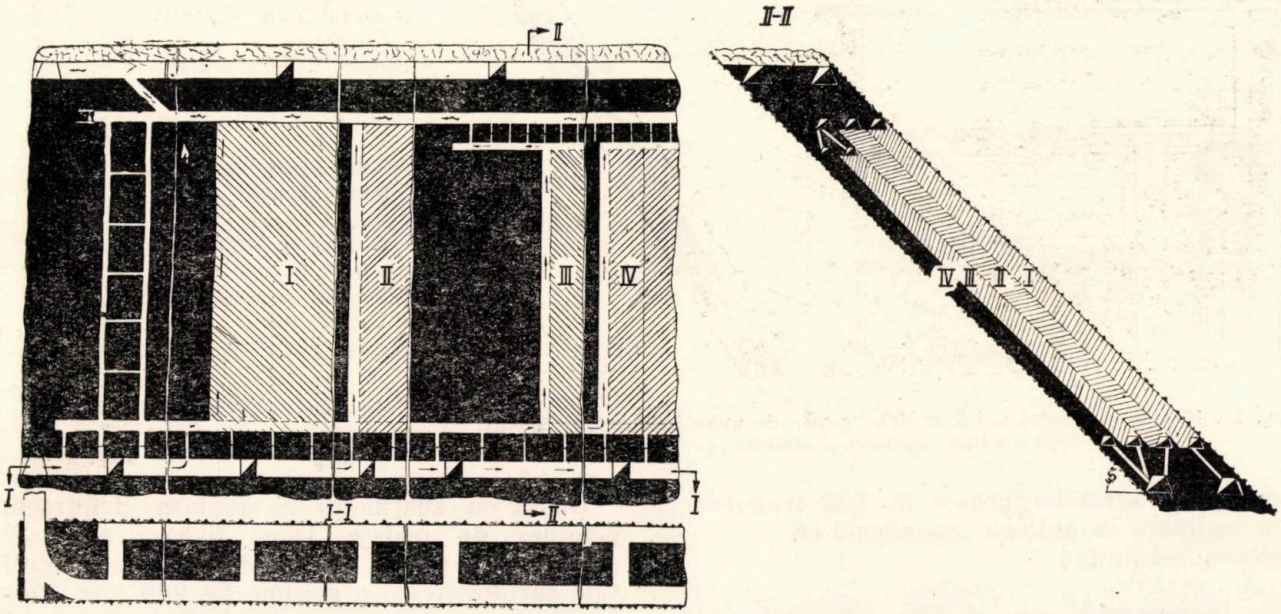


Fig. 9. Metoda de exploatare a stratelor groase de mare înclinare, descendent prin felii pe înclinare şi rambleiere.

de lemn și a pierderilor de cărbune se aplică plasa metalică. Fiecare felie înclinată se exploatează în stîlpi lungi ca un strat de grosime medie.

Prin felii înclinate se pot exploata și stratele groase de înclinare mare prin aplicarea rambleierii totale a spațiului exploatat. Exploatarea feliilor se poate face atît în ordinea ascendentă, cît și în cea descendentă (fig. 10).

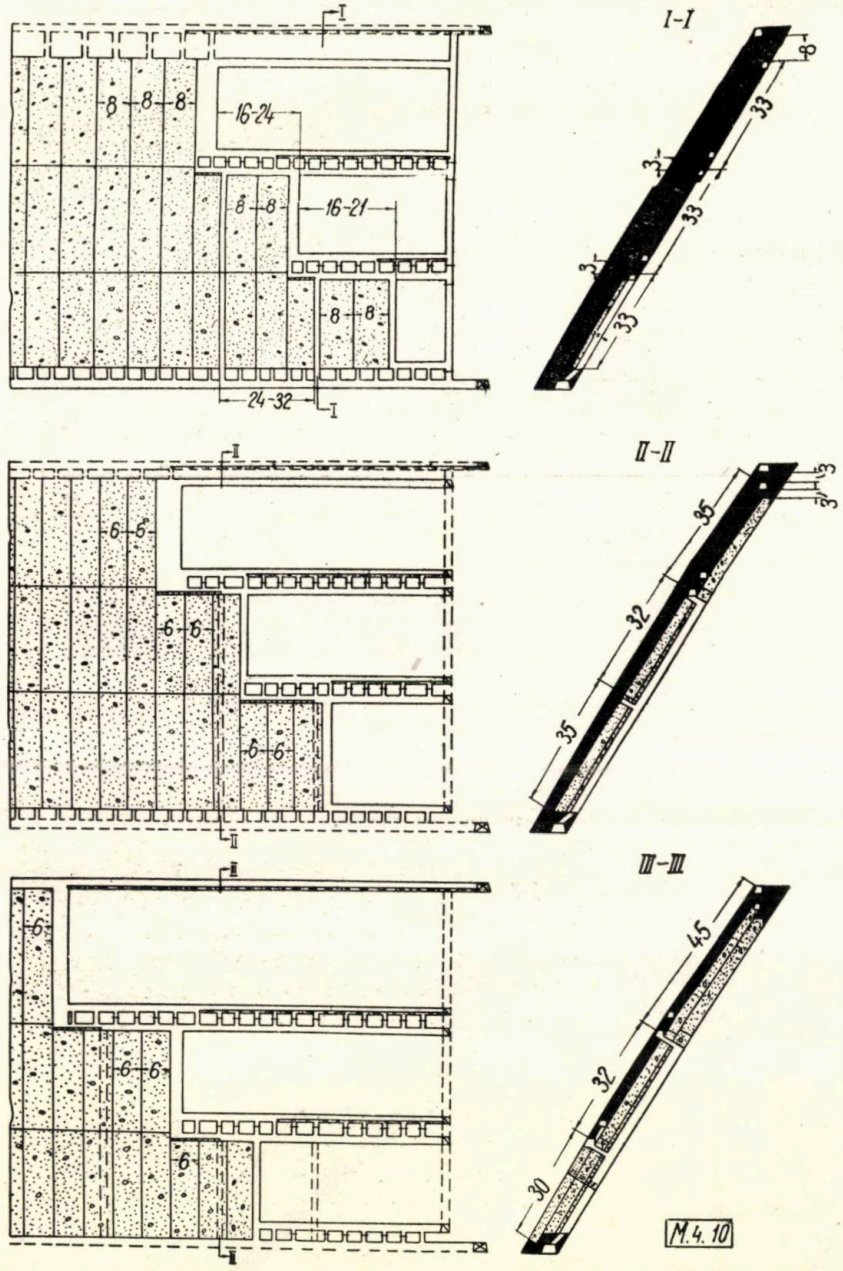


Fig. 10. Metoda de exploatare a stratelor groase de mare înclinare, ascendent prin felii pe înclinare și rambleiere.

Exploatarea stratelor groase în felii transversale înclinate în ordinea ascendentă cu rambleu hidraulic

În comparație cu feliile orizontale această metodă prezintă avantajul transportului cărbunelui și rambleului prin cădere liberă.

În scopul mecanizării extracției de cărbune s-a elaborat o serie de propuneri privind mecanizarea complexă a abatajelor în felii prin crearea unor agregate de abatare și susținere, de tipul agregatului Kuzbas (fig. 11).

Problema aplicării armăturilor mobile pentru exploatarea stratelor cu înclinări mici și medii, cînd folosirea forței de gravitate pentru deplasarea armăturilor și transportul cărbunelui devine dificilă, a rămas mult timp nerezolvată. Ea a fost elucidată pentru prima dată în Kuzbas, în anul 1947, de un grup de ingineri și tehnicieni. Agregatul a reprezentat o susținere mobilă acționată hidraulic, care funcționa în complex cu plugul de cărbune, transportorul de abataj și instalația de reîncărcare. Elementele susținerii mobile tip Kuzbas sînt arătate în fig. 12; în fig. 13 se dă o schiță de ansamblu a agregatului Kuzbas 4.

Caracteristicile tehnice ale agregatului Kuzbas-4

Înălțimea susținerii	0,95—1,25 m
Lățimea susținerii (dimensiune pe direcție)	2,2 m
Lungimea totală a susținerii (a abatajului)	28,6 m
Capacitatea portantă a stîlpului hidraulic	34 t
Numărul de cricuri pentru deplasare	56
Efortul de lucru al cricului deplasare	34 t
Pasul de deplasare al armăturii	200 mm
Presiunea de lucru în sistemul hidraulic	300 kg/cm²
Timpul necesar pentru deplasarea armăturii la un pas de 200 mm	15 min
Greutatea armăturii pe 1 m² de front	1,3 t/m²
Tipul plugului de cărbune	static.
Tipul troliului	cu 2 tobe
Puterea motorului troliului	29,5 kW
Productivitatea instalației cu plug	100 t/h

Odată cu susținerea se deplasa și întregul complex de utilaje. După fiecare avansare a susținerii, plugul dirijat de la tabloul central tăia cărbunele pe o grosime de 200 mm. Cărbunele trecea pe transportorul de cărbune, și apoi cu ajutorul reîncărcătorului cu bandă, se

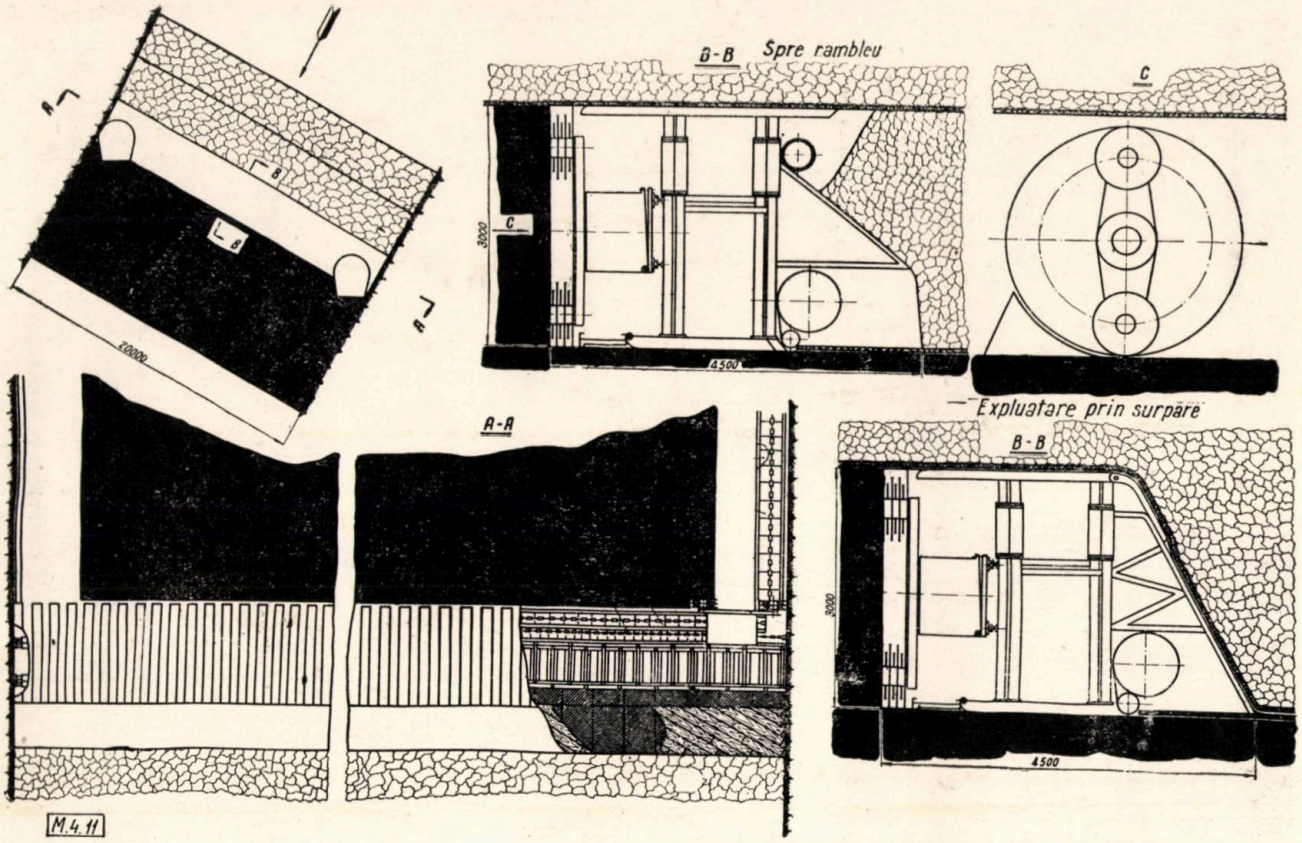


Fig. 11 Folosirea agregatului Kuzbas pentru mecanizarea complexă a exploatării stratelor groase de mare înclinare prin felii transversale.

încărca în galeria direcțională. *Deplasarea armăturilor se făcea în două etape.* La început avansau secțiile cu număr par a susținerii, acoperișul fiind susținut în această perioadă de secțiile cu număr impar. Apoi după fixarea secțiilor cu număr par în noua poziție, se deplasau și secțiile cu număr impar lîngă acestea. Astfel stîlpii hidraulici din secțiile cu număr par și impar se unificau în două sisteme de sinestătătoare, dirijate de la tabloul central. În caz de nevoie fiecare stîlp hidraulic putea să fie decuplat din sistemul hidraulic general.

Încercările experimentale și industriale ale agregatului de tăiere și susținere s-au efectuat din noembrie 1948 pînă în februarie 1949, în stratul (P_4) cu grosimea de 0,9—1,15 m. și înclinarea de 2—13°, în mina Kapitalnaia-l, trustul Osinikugoli. În perioada încercărilor, abatajul frontal de 30 m a fost exploatat 54 m pe direcție. S-a asigurat mecanizarea completă a tăierii, încărcării și a transportului de cărbune, a susținerii și dirijării presiunii.

Cea de-a doua variantă a agregatului de susținere și tăiere „Kuzbas" s-a experimentat în mina Kapitalnaia-l, din martie 1950 pînă în septembrie 1951, în stratul K_1 cu înclinare medie, într-un abataj frontal cu lungime de 80 m. În timpul încercării abatajul a avansat 76 m pe direcție, extrăgîndu-se 7 600 t cărbune.

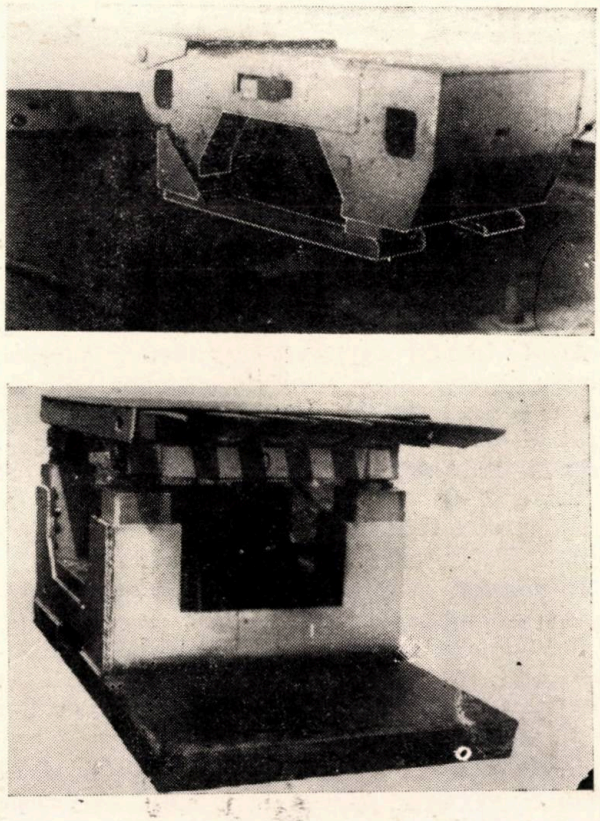


Fig. 12. Elementele susținerii metalice mobile tip Kuzbas.

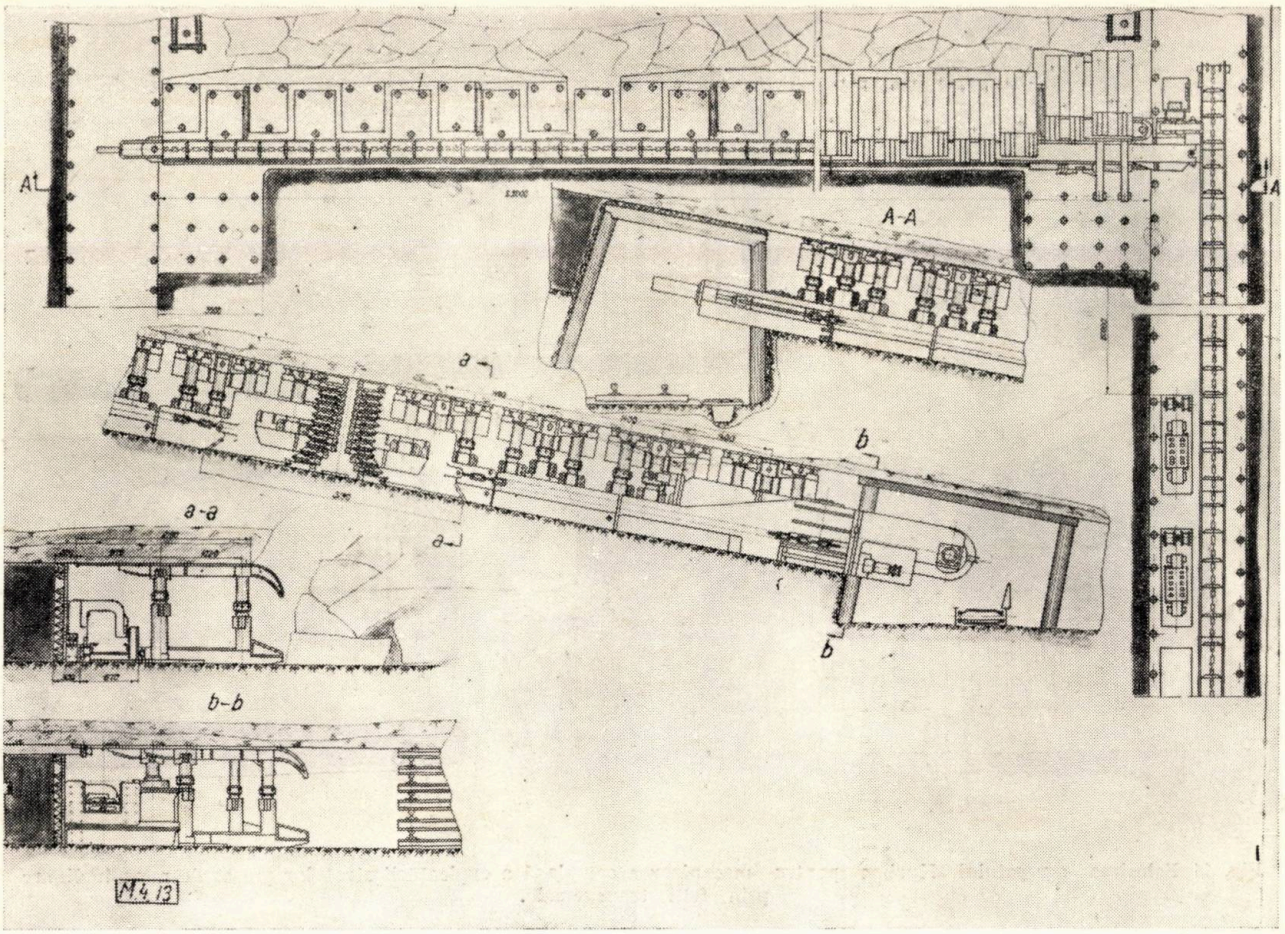


Fig. 13. Agregatul Kuzbas-4.

Lucrările în legătură cu crearea şi încercarea agregatului Kuzbas, au dovedit că *agregatul permite efectuarea lucrărilor de abatare fără efortul fizic al oamenilor. Toate operaţiile în abatajul frontal sînt dirijate de un singur om care se află la tabloul de comandă.* În felul acesta, s-a creat posibilitatea trecerii la metoda continuă de extracţie a cărbunelui din abatajul frontal şi a eliminării oamenilor din abataj.

Aceste lucrări au servit ca punct de plecare pentru crearea unor agregate asemănătoate de tăiere şi susţinere în Uniunea Sovietică şi în străinătate. Ele au permis constructorilor şi oamenilor de ştiinţă să aleagă principalele căi şi principii de construcţie a unor agregate de înaltă productivitate pentru extragerea cărbunelui.

În prezent, în minele din Donbas se încearcă cu succes agregatul A-2, a cărui construcţie a fost elaborată de Institutul central Giprouglemasch, pe baza agregatului „Kuzbas-4". Cîteva exemplare A-2 vor fi încercate în curînd şi în condiţiile bazinului Kuznetk.

Toate acestea dovedesc că epoca susţinerii în lemn şi cu stîlpi izolaţi se termină şi începe aceea a susţinerii mobile, care apropie procesul de extracţie a cărbunelui de procedeul continuu. Astfel se asigură o productivitate ridicată a muncii.

Se conturează un mare eveniment în istoria ştiinţei miniere.

★

Problema îmbunătăţirii calitative a muncii în mine nu poate fi rezolvată numai prin perfecţionarea lucrărilor de abataj şi pregătire.

În Kuzbas, la lucrările de suprafaţă, la transportul subteran şi pentru alte lucrări auxiliare se folosesc, pentru fiecare mie de tone de cărbune 340 oameni/schimburi. Întrucît aceste lucrări reprezintă cca. 50% din volumul total de lucrări, rezultă necesitatea de a se modifica şi reînoi calitativ toate verigile lanţului tehnologic, astfel ca volumul de muncă să fie minim. În aceste verigi este cuprinsă o rezervă uriaşă a creşterii productivităţii muncii.

Una din metodele de perspectivă în această privinţă este metoda hidraulică, potrivit căreia atît sfărîmarea cît şi transportul cărbunelui se face cu ajutorul apei.

Împreună cu problemele de construcţie a instalaţiilor de deshidratare şi sfărîmare a cărbunelui tare printr-un curent de apă sub

presiune înaltă, tot atît de acut se prezintă problema elaborării metodelor de exploatare de mare eficacitate, care să asigure folsirea cît mai completă a tuturor avantajelor metodei hidraulice.

Schemele existente ale exploatării stratelor groase de cărbune prin metoda hidraulică au încă lipsuri, ca: pierderi mari de cărbune, necesitatea sfărîmării prealabile a cărbunelui cu ajutorul explozivilor şi altele.

Crearea metodelor eficace de exploatare hidraulică depinde, de asemenea, în primul rînd de rezolvarea justă a problemelor de dirijare a presiunii. Este necesar, de asemenea, să se acţioneze şi pentru perfecţionarea susţinerii mobile, care la exploatarea hidraulică

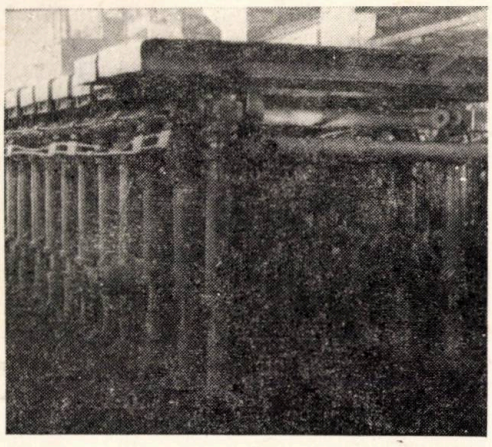


Fig. 14. Susţinerea hidraulică mobilă tip AG-1.

se simplifică constructiv prin eliminarea utilajelor de tăiere şi de transport.

Încercările experimentale şi industriale ale susţinerii mobile AG-1 (fig. 14.) în combinaţie cu tăierea hidraulică efectuată în perioada 4 iunie şi 30 iulie 1958, în mina Polîsaievskaia-Svernaia din Kuzbas, au confirmat justeţea acestui fapt. Pentru încercare a fost stabilit un sector din stratul Polisaievskii-1 cu grosimea 2,2—2,5 m şi înclinare de 6°. Acoperişul direct al stratului era format din argilă slabă. Culcuşul stratului — consta dintr-un pachet de şist argilos, cu grosime 0,2 m. Lungimea abatajului 18,5 m. Direcţia exploatării — pe înclinare (fig. 15).

Caracteristicile tehnice ale susţinerii mobile AG-1

Tipul — agregat, hidraulic, pentru susţineri	
Înălţimea susţinerii	1,8—2,7 m
Lăţimea susţinerii	2,36 m
Lungimea susţinerii	18,00 m
Numărul de stîlpi hidraulici	56,00
Capacitatea portantă a stîlpului hiraulic	35 t
Numărul de cricuri pentru deplasare	6
Pasul de deplasare	0,5 m
Presiunea de lucru în sistemul hidraulic	150 kg/cm²
Presiunea maximă în sistemul hidraulic care se dezvoltă în procesul lăsării rocilor din acoperiş	265 kg/cm²
Timpul necesar pentru deplasare cu un pas de 0,5 m	5,5 min
Greutatea susţinerii	50 t
Extragerea cărbunelui se făcea în benzi de 0,5 m cu ajutorul hidromonitoarelor GMU-3 cu afînarea prealabilă cu ajutorul exploziv ului din sonde lungi paralele cu frontul	—
Productivitatea hidromonitorului	40 t/h
Greutatea instalaţiilor hidromonitoare	2,6 t

Cu toate condiţiile geologice grele avute la încercarea susţinerii, aceasta din urmă a avansat 26 m, pe înclinarea stratului. Armăturile şi sistemul lor hidraulic au funcţionat normal.

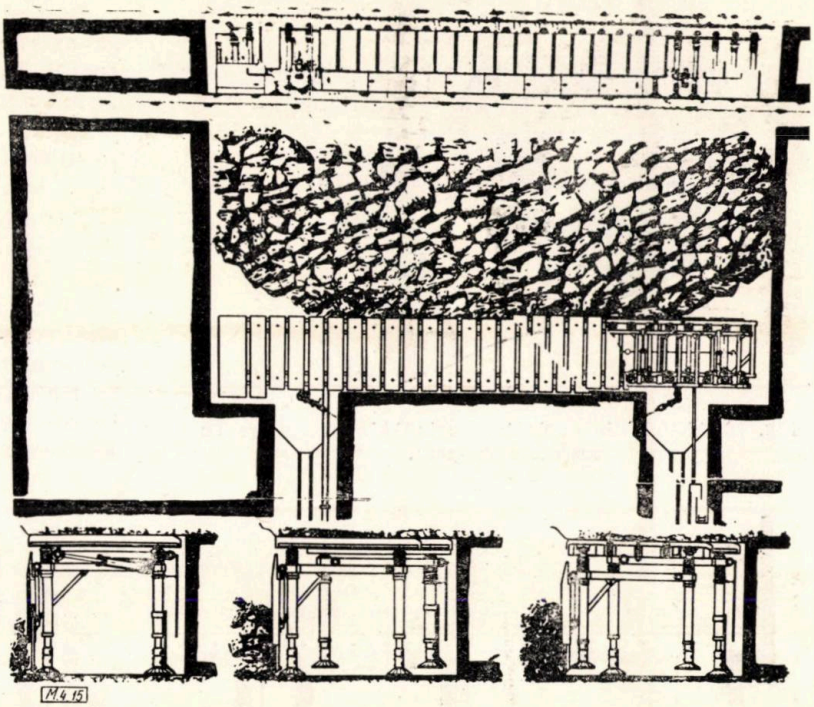


Fig. 15. Modul de funcţionare al susţinerii hidraulice mobile tip AG — 1.

Cele mai mari greutăţi s-au ivit în legătură cu pătrunderea stîlpilor de susţinere în rocile argiloase din culcuşul stratului, care deveneau moi din cauza infiltrării apei.

Încercările au confirmat posibilitatea aplicării eficace a acestei susţineri în combinaţie cu tăierea hidraulică, după eliminarea lipsurilor ei constructive.

Încercările experimentale şi industriale ale scutului cu exploatare hidraulică, efectuate în prima jumătate a anului 1960 în mina „Krasnaiagora" din Kuzbas, au confirmat posibilitatea aplicării efective a scuturilor la exploatarea hidraulică pentru exploatarea stratelor groase cu înclinare mare (fig. 16).

La exploatarea stratelor groase cu înclinare mică, cu prăbuşire este recomandabilă orientarea spre susţinerea mobilă. Din acest punct

de vedere se consideră avantajos agregatul de tăiere și susținere tip KTU, creat pentru zăcămîntul de cărbune din Tom-Usinsk, care lucrează în complex cu un planșeu flexibil. (fig. 17).

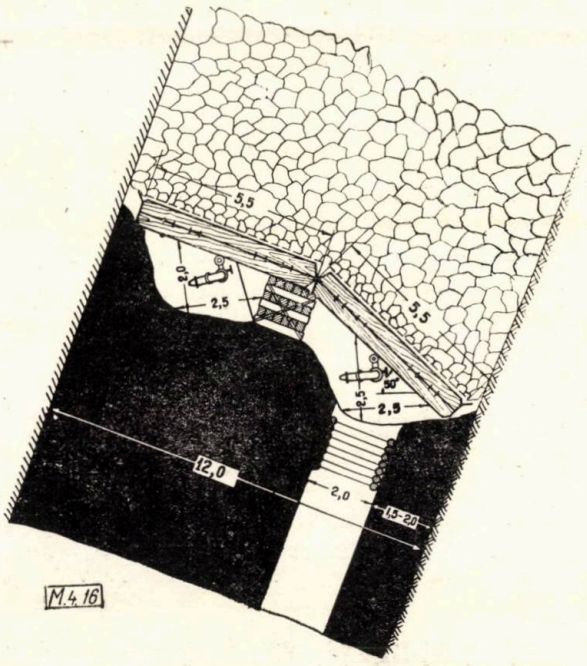


Fig. 16. Metoda de exploatare prin hidromecanizare cu susținere cu scut.

Încercările experimentale și industriale ale agregatului KTU-1 în mina Tom-Usinskaia 1—2 au confirmat posibilitatea aplicării efective a acestui fel de susținere pentru exploatarea stratelor groase cu înclinare mică. În timpul acestor încercări au fost confirmate încă odată avantajele mari ale sistemului hidraulic de deplasare a susținerii grele, în comparație cu mutarea lor cu ajutorul troliilor.

În ultimul timp o dezvoltare mare înregistrează exploatarea stratelor groase de cărbuni, folosind planșee flexibile. În acest caz stratul gros se împarte în două felii, care se exploatează descendent. Grosimea feliei superioare se alege pornind de la tendința de-a crea condiții mai bune pentru efectuarea lucrărilor de montaj al planșeului flexibil pe culcușul feliei.

Bancul inferior de cărbune, rămas în strat se extrage cu ajutorul explozivului, sub protecția planșeului flexibil. Aceasta este așa numita metodă combinată de exploatare, propusă de KuzNIUI și care a găsit aplicarea în ultimul timp în unele mine din Donbas (fig. 18).

Examinînd exploatarea stratelor groase din Kuzbas, nu putem să omitem problema rambleierii spațiului exploatat, care capătă o importanță tot mai mare pe măsura trecerii la exploatarea în adîncime, unde se manifestă tot mai mult influența negativă a unor factori ca : presiunea rocilor, degajări de gaze, erupții bruște de cărbune și gaz și tendința cărbunelui la autoaprindere.

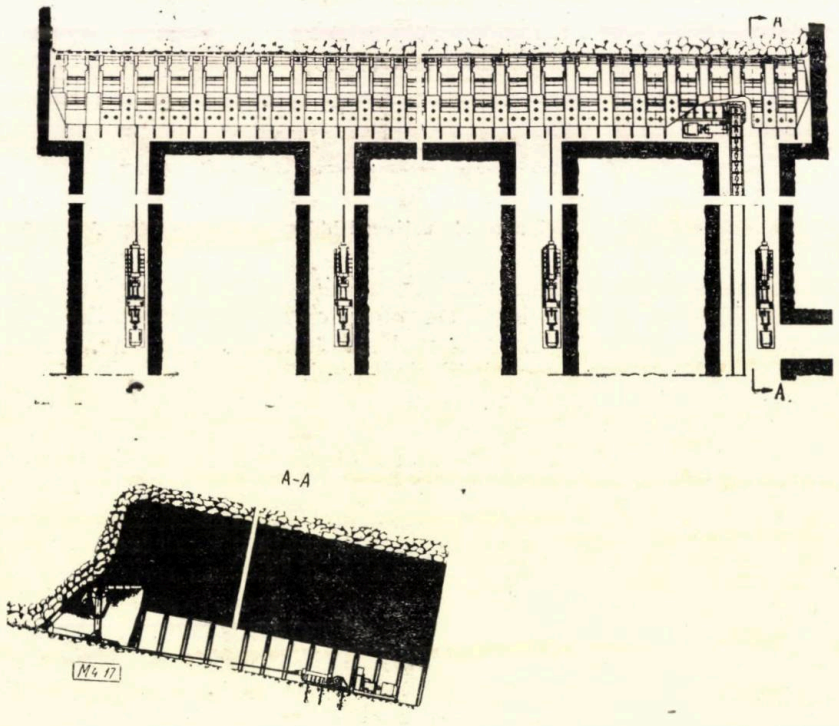


Fig. 17. Complexul KTU — 1 pentru exploatarea stratelor groase de mică înclinare.

Rambleierea este necesară și ca o măsură, care permite exploatarea rezervelor de cărbune situate sub clădiri mari, construcții, bazine naturale de apă, colonii muncitorești, linie ferată și alte obiective, care din diferite motive nu pot fi subminate.

În legătură cu aceasta, o importanță mare prezintă problema eficacității metodelor de exploatare cu rambleierea totală a spațiului exploatat.

În prezent metodele de exploatare ale stratelor groase cu rambleierea totală a spațiului exploatat sînt metodele cu felii.

Prețul de cost al cărbunelui extras cu rambleiere totală a spațiului exploatat, este de 1,5 ori mai mare decît costul cărbunelui extras cu metodele de prăbușire, iar productivitatea muncii de 2 ori mai mică.

După părearea noastră, considerăm ca metode raționale de exploatare cu rambleiere totală a spațiului exploatat acele metode *la*

care dirijarea presiunii se face numai cu ajutorul materialului de rambleu, fără armare, numai prin umplerea spațiului exploatat.

Acestor condiții poate să le corespundă metoda de exploatare cu camere cu ramblierea spațiului exploatat, cînd spațiul de abataj se menține ca atare datorită capacității portante a materialului de rambleu.

În problema aplicării metodei de exploatare cu camere a stratelor cu înclinări mari, cu prăbușire, în Kuzbas s-a acumulat o experiență mare, care permite să scoatem în evidență trei mari dezavantaje a acesteia.

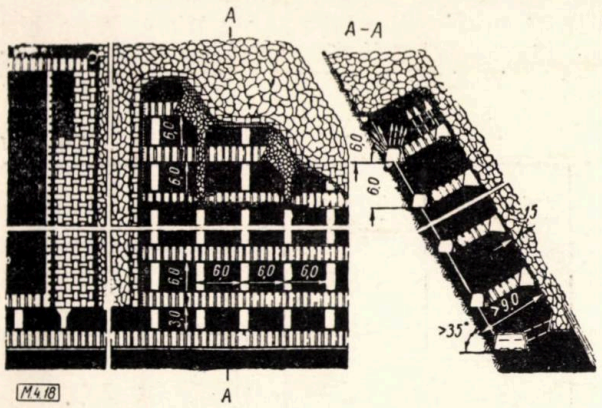


Fig. 18. Metoda combinată de exploatare în felii pe înclinare cu poditură flexibilă.

Primul dezavantaj este legat de pericolul considerabil al lucrului, sub masivul de cărbune suspendat care are o suprafață descoperită destul de mare, (pînă la 100 m²).

Cel de al doilea dezavantaj este legat de faptul că dimensiunea camerei pe înclinarea ascendentă a stratului, indiferent de caracterul rocilor înconjurătoare, este egală cu înălțimea etajului pe înclinare sau a subetajului în cadrul căruia s-a făcut exploatarea ei. Din această cauză adesea rocile înconjurătoare, desvelite, se surpau cu mult timp înainte de terminarea evacuării cărbunelui, uneori chiar la începutul evacuării cărbunelui înmagazinat în cameră. *Cărbunele rămas înmagazinat se pierdea pentru totdeauna în subteran și fiind în stare afînată putea să servească ca un focar pentru apariția incendiului.*

Cel de-al treilea dezavantaj constă în necesitatea de a lăsa în spațiul exploatat pilieri de dimensiuni considerabile, între camerele alăturate. Pierderile de cărbune, reprezentau 50% și mai mult, ceea ce este inadmisibil din punct de vedere al securității lucrărilor împotriva focurilor subterane.

La Institutul de Cercetări Miniere al Academiei de Științe a U.R.S.S. a fost elaborată o nouă variantă a metodei cu camere cu rambleierea totală a spațiului exploatat, la care dezavantajele metodei cu camere cu prăbușire sînt eliminate, sau în orice caz se reduc (fig. 19).

Primul dezavantaj se elimină prin aplicarea susținerii de protecție suspendată, care asigură condițiile nepericuloase pentru desfășurarea lucrărilor de perforare și încărcare a găurilor.

Cel de-al doilea dezavantaj al metodei cu camere se elimină prin împărțirea camerelor în sectoare, a căror lungime se alege în funcție de stabilitatea rocilor înconjurătoare. Astfel exploatarea în camere se poate aplica chiar în cazul stabilității mici a rocilor înconjurătoare.

În ceea ce privește cel de-al treilea dezavantaj în legătură cu lăsarea în spațiul exploatat a pilierilor de cărbune, dintre camere, aceștia devin mult mai mici, dacă camerele sînt împărțite în sectoare pe înclinare, pentru că în acest caz pilierul dintre camere se va afla într-o poziție mai bună decît în cazul exploatării camerelor pe toată înălțimea etajului. Grosimea necesară a pilierilor dintre camere va fi în acest caz mai mică, ceea ce conduce la reducerea pierderilor de cărbune.

Această variantă a exploatării și rambleierii camerelor pe sectoare a fost încercată cu succes în 1958 în stratul Bezîmianîi, cu grosime de 9 m și 70° înclinare din mina Taibinskaia a Trustului Kiselevsugoli, unde a fost exploatată și rambleiată o cameră cu dimensiunile de 7 m pe direcție și 70 m pe înclinare,

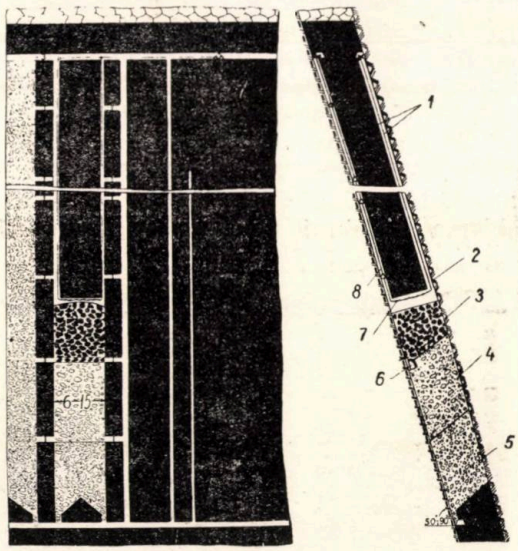


Fig. 19. Metoda de exploatare în camera cu rambleiere: *1* — cabluri de tracțiune; *2* — suitor de rambleiere; *3* — sectorul *III*; *4* — sectorul *II*; *5* — sectorul *I*; *6* — preabataj cu transportor; *7* — rețea de protecție; *8* — suitor de circulație.

prin metoda combinată cu camere și scuturi.

În 1961, în mina Severnaia Trustului Kemerovougoli se preconizează efectuarea încercărilor experimentale și industriale pe scară mai largă a metodei de exploatare cu camere cu rambleiere în stratul Volkovski.

Dimensiunea camerelor pe direcție este 10 m, lățimea pilierilor dintre camere — 3 m. Dimensiunea sectoarelor exploatate ale camerei pe înclinarea stratului variază între 10—15 m.

În acest scop, odată cu lucrările de cercetare în legătură cu susținerea suspendată și studierea condițiilor de evacuarea a cărbunelui tăiat din cameră, se consideră că cercetarea manifestării presiunii rocilor va permite clarificarea într-o oarecare măsură a problemei acțiunii reciproce dintre rocile înconjurătoare și pilierii dintre camere și masivul de rambleu, și problema stabilirii dimensiunii optime a pilierilor dintre camere și a celorlalți parametri ai metodei de exploatare cu camere.

Cu toate condițiile geologice grele existente în cursul experimentării se contează pe obținerea indicilor tehnico-economici, din tabela 1, comparativ cu indicii realizați în prezent la exploatarea stratului Volkovski în felii pe înclinare cu rambleierea spațiului exploatat.

Institutul de lucrări miniere al Academiei efectuează, de asemenea, lucrările de pregătire în mina 5/6 „Vorošilov" pentru experimentarea metodei de exploatare cu scuturi cu rambleiere totală a spațiului exploatat și executarea prealabilă a unui tavan de beton (fig. 20).

Problema presiuni rocilor, cu toate că a fost pusă pentru prima dată în urmă cu mai mult de un secol, rămîne pînă acum nerezolvată. Oamenii de știință din diferite țări, înarmați cu toate mijloacele științifice moderne, încearcă să rezolve această problemă și să creeze teoria presiunii rocilor. Pînă acum nu există încă o teorie a presiunii, general recunoscută ci numai un mare număr de ipoteze diferite. Ca și înainte, metoda observărilor naturale se recunoaște ca metodă principală în cercetarea presiunii.

Pentru minele din Kuzbasul de sud, care exploatează stratele groase de cărbuni, se pune acut problema modificării presiunii pe măsura adîncirii lucrărilor. Deja la orizonturile existente, datorită presiunii rocilor mereu în creștere, este greu să se mențină în stare bună lucrările miniere; apar lovituri de acoperiș, erupții bruște de cărbuni și gaze; or, odată cu creșterea adîncimii lucrărilor aceste fenomene se vor observa probabil și mai frecvent. Este foarte importantă prognosticarea mărimii presiunii și caracterului de manifestare a ei la orizonturile adînci, deoarece acest lucru poate să întroducă schimbări serioase în metodele de pregătire a zăcămintelor pentru exploatare în metodele de exploatare, în caracterul și tipul mecanizării lucrărilor miniere.

Tabela 1

Nr. crt.	Denumirea metodei de exploatare	Productivitatea liniară a abatajului, t	Productivitatea muncii în sector, t/post	Consumul de lemn m³/1 000 t	Pierderi de exploatare, %	Prețul de cost o tonă de cărbune pe sector, ruble copeici
1	Metode de exploatare în felii, pe înclinare cu rambleierea totală a spațiului exploatat	2 000	2,8—3,0	50,0	16—18	41—00
2	Metoda de exploatare cu camere cu rambleiere totală a spațiului exploatat, cu evacuarea cărbunelui pe galerii de legătură	4 000	5,6	5,1	28	26—53

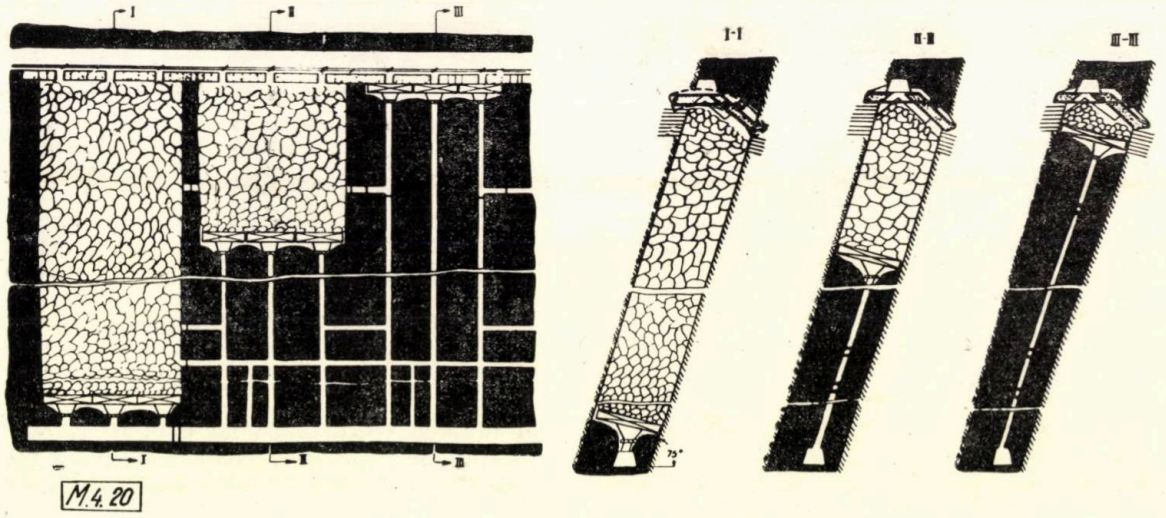


Fig. 20. Metoda de exploatare cu scut și rambleiere totală.

În încheiere, adaug că voi fi foarte mulțumit dacă modesta mea lucrare va fi utilă în rezolvarea unora dintre problemele puse mineritului din Republica Populară Romînă.

CZ. 622.81

Situația degajărilor de gaze la minele din R.P.R.*)

Ing D. IONESCU, ing. R. BĂLTĂREȚU și chim. I. DIMOFTACHE

Obiectivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R., din iunie 1960, prevăd dezvoltarea extracției de cărbuni la un nivel de 11,5—12,5 milioane tone, din care cel puțin 6 milioane tone huilă.

Realizarea acestor obiective este condiționată în special de creșterea productivității muncii, deschiderea de mine noi, aplicarea de noi metode de lucru în abataje, mecanizarea proceselor de lucru, îmbunătățirea calității, reducerea prețului de cost etc.

În procesul de extracție a substanțelor minerale utile, un rol important îl au problemele de tehnica securității, în scopul asigurării desfășurării muncii în condiții de siguranță deplină.

Dintre aceste probleme o atenție cuvenită a fost atribuită studierii degajării și acumulării gazelor în lucrările subterane, în sensul depistării cauzelor care favorizează degajarea-acumularea, în sensul stabilirii unui regim antigrizutos corespunzător. Cercetarea acestor fenomene a fost posibilă numai în regimul de democrație populară prin înființarea S.C.S.M. — Stației de Cercetări pentru Securitatea Minieră — Petroșani în 1951, care s-a ocupat de atunci în exclusivitate numai cu probleme de protecția muncii și tehnica securității.

★

Problema studierii degajărilor de gaze la minele din R.P.R. a constituit obiectul cercetărilor S.C.S.M. care s-au desfășurat de-a lungul a 6 ani, cercetări care continuă și în prezent, dezvoltîndu-se în special pe linia depistării cauzelor care generează acumulările de gaze, a indicării măsurilor eficiente de luat pentru crearea condițiilor optime de lucru, pentru preîntîmpinarea accidentelor.

În sensul celor expuse mai sus au fost studiate degajările de gaze atît în minele de cărbuni cît și în cele metalifere. În cazul minelor de cărbuni au fost cercetate bazinele : Valea Jiului, Anina, Doman, Cozla, Baia Nouă, Caransebeș, Schela, Rovinari, Schitu-Goleşti, Șotînga-Doicești, Filipeștii de Pădure, Ceptura, Ojasca, Comănești, Codlea, Căpeni-Baraolt, Sălajul, Barcău, Derna-Tătăruș, Budoi-Popești, Borod, Șorecani, Surduc-Tihău și Țebea. În cazul minelor metalifere, cercetarea gazelor a avut numai caracter informativ privitor la calitatea aerului de mină.

Rezultatele obținute au constituit, în cazul minelor de cărbuni, baza de plecare pentru clasificarea minelor în funcție de debitul relativ de metan și bioxid de carbon prin care acestea sînt diferențiate între ele, după gradul de periculozitate specific fiecăreia.

Diferențierea dintre mine are repercusiuni în cadrul procesului de exploatare, în sensul că pentru fiecare categorie stabilită se iau măsuri corespunzătoare de tehnica securității, pentru a preveni pericolele cauzate de gaze în general și de metan în special. Măsurile care se iau cuprind următoarele obiective : evitarea pericolului exploziilor de CH_4 din punct de vedere al lucrărilor de împușcare, aerajul lucrărilor subterane, prevenirea erupțiilor de gaze (CH_4, CO_2) și material mărunt, folosirea utilajelor electrice, iluminatul etc.

Gradarea măsurilor funcție de debitul relativ de gaz se impune atît din punct de vedere al tehnicii securității cît și în ceea ce privește latura economică. În ultimul caz, este evident că măsurile aplicate la o mină cu un grad de periculozitate scăzut sînt mai puțin costisitoare.

Stadiul și direcțiile de cercetare

A. În cadrul acestui subiect, o primă problemă o reprezintă clasificarea minelor din punct de vedere calitativ (în funcție de natura gazelor), care ulterior impune necesitatea unei clasificări cantitative (în funcție de cantitatea de gaze).

Din punctul de vedere expus mai sus, clasificările calitative stabilesc limita dintre minele grizutoase și cele negrizutoase. Această clasificare este de fapt prima fază a cunoașterii regimului de gaze în mine. Ea reprezintă un aspect caracteristic pentru toate normele de tehnica securității din toate țările cu industrie carboniferă (R.P.U., R.P.P., Belgia, Franța etc.). Regulamentele din R. P. Polonă, din punct de vedere al degajărilor de metan, împart minele astfel : mine negazoase, mine parțial gazoase și mine gazoase ; cele din Belgia în : mine puțin grizutoase, mine grizutoase și mine cu degajări instantanee de metan. Din exemplele enumerate, se poate observa că diferențierea între minele în care se degajă gaze are un aspect cu totul orientativ.

Problema clasificării minelor a intrat cu timpul într-o nouă etapă, aceea a selecționării unor cate-

* Se supune discuției.

gorii de mine în funcție de cantitatea de gaze ce se degajă în ele. Pentru rezolvarea ei se constată două direcții : a) clasificări procentuale, în raport cu curentul general de evacuare a aerului din mină, și b) clasificări bazate pe debitul relativ de gaz. Clasificarea procentuală este caracteristică regulamentelor țărilor apusene (R.F.G., S.U.A. etc.), iar clasificarea bazată pe debitul relativ de gaz a fost introdusă pentru prima dată în regulamentele din U.R.S.S., devenind ulterior model pentru țările de democrație populară (R.P.R., R.P.U., R.P.P., R.S.C.).

O analiză comparativă în ceea ce privește principiile de clasificare arată că cele două grupe se completează una pe cealaltă, în sensul că prima — procentuală — reprezintă o etapă în realizarea celei de-a doua grupe — cantitativă. Dacă prima grupă conturează numai o latură a problemei, cea de-a doua stabilește raportul între degajările de gaze și unitatea practică a procesului de exploatare — tona de cărbune.

B. Metodologia de cercetare aplicată a avut ca prim scop stabilirea regimului gazelor în minele de cărbuni. Simultan cu aceasta, la un număr redus de mine au fost efectuate măsurători pentru stabilirea situației aerajului.

La baza stabilirii categoriei minelor au stat Normele de tehnica securității pentru minele de cărbuni și nisipuri bituminoase ed. 1958, care prin articolul 635 legiferează următoarea clasificare (tabela 1):

Tabela 1

Categoria minei în funcție de debitul relativ de gaz metan (m^3/t)	Cantitatea de CH_4 care se degajă în 24 ore raportată la producția extrasă în același interval de timp. debitul relativ în (m^3/t)
I	Mai puțin de 5
II	5—10
III	10—15
IV	Mai mult de 15 m^3/t sau mine unde există degajări de CH_4 sub formă de suflătoare.
V	Minele prin care se exploatează straturi cu erupții de CH_4 și de cărbune mărunt.

Practic, au fost colectate probe de aer din curenții generali de ieșire, locuri de muncă și găuri de mină, care apoi au fost analizate.

La fiecare mină s-au efectuat trei măsurători, la intervale de 10 zile una de alta, iar în cadrul aceleiași măsurători determinările s-au făcut în schimburile 1, 2 și 3. Simultan cu colectarea probelor din curenții de ieșire s-au măsurat debitele de aer corespunzătoare.

Dacă în curenții de ieșire nu s-a detectat prezența CH_4, s-au colectat probe din rețeaua lucrărilor subterane (locuri de muncă). În cazul că s-a detectat prezența metanului în locurile de muncă, mina respectivă s-a clasificat în categoria I.

Dacă metanul n-a fost semnalat nici în fronturile de muncă, s-au perforat găuri de mină în stratul de cărbune de minimum 3 m lungime. În aceste găuri s-au introdus țevi de cupru asam-

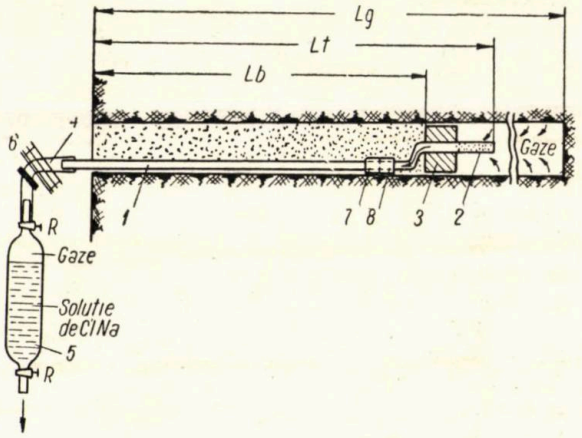


Fig. 1. Modalitatea de colectare a probelor de gaze din găurile de mină :
1 — țeavă de cupru, ∅ 6—8 mm ; *2* — cap demontabil, cotit și găurit ; *3* — dop, opritor de buraj, l=5—6 cm ; *4* — furtun de cauciuc, *l*=10—12 cm ; *5* — fiolă de sticlă cu robinete sau fonometre ; *6* — clema pentru închidere ; *7* — manșon filetat interior ; *8* — filet ; L_b — lungimea burajului, 0,5 m ; L_t — lungimea țevii ; L_g — lungimea găurii, 3 m.

blate, pentru colectarea probelor. Gaura, pe o lungime de cel puțin 0,5 m, s-a etanșat cu argilă în scopul de a izola spațiul interior de atmosfera frontului de muncă. Modalitatea de colectare din găurile de mină este reprezentată grafic în fig. 1. Probele de gaze din găuri au fost colectate la intervale de timp stabilite dinainte, în general la 8, 16, 24, 32 ore etc. În cazul că în aceste probe a fost detectată prezența CH_4, minei respective i s-a atribuit un regim special (R.S.) de antigrizutanță, care prevede următoarele :

a) prezența unei lămpi de siguranță cu benzină în orice loc de muncă pentru controlul calității aerului la începutul fiecărui schimb și înaintea efectuării operațiilor de împușcare ;

b) interzicerea iluminatului cu flacără deschisă ;

c) interzicerea fumatului în subteran.

Atît perforarea găurilor de mină cît și introducerea noțiunii de mine cu regim special s-au stabilit ulterior apariției NTS în vigoare. Aplicarea acestui sistem are ca scop să înlăture deficiențele existente pînă în prezent, cînd trecerea minelor în rîndul celor grizutoase se făcea numai după producerea unei aprinderi sau explozii de metan. Prin crearea regimului special se înlătură neajunsul producerii accidentelor cauzate de degajări neprevăzute de CH_4 în mine negrizutoase.

Dacă cu prilejul cercetărilor în mina respectivă nu s-a detectat metan, în schimb anterior au avut loc manifestări ale CH_4 (degajări, aprinderi, explozii), atunci mina a fost clasificată în categoria I.

Indiferent de clasificarea stabilită în baza cercetărilor, dacă mina respectivă fusese clasificată în categoria V (exploatarea stratelor cu erupții de metan și cărbune mărunt), mina a fost propusă pentru aceeași categorie.

Simultan cu clasificarea minelor după debitul relativ de CH_4, avînd la bază prevederile din tabela 1, s-a efectuat clasificarea minelor după debitul relativ de CO_2. Această clasificare s-a impus ca o necesitate practică, deoarece instrucțiunile pentru calculul cantității de aer prevăd determinarea debitelor de aer și în funcție de emanațiile de CO_2.

Cercetările din străinătate, cît și cele efectuate în ultimul timp în țara noastră au arătat că metoda de categorisire a minelor în baza debitului relativ de gaz are un caracter pur orientativ, neilustrînd o situație reală.

Este cunoscut faptul că metanul se degajă nu numai din stratul de cărbune, ci și din rocile înconjurătoare. De aici reiese că exprimarea debitului relativ de gaz în m^3/t cărbune extras nu exprimă o realitate, și de aici rezultă o clasificare orientativă.

În ultimul timp cercetările sînt orientate pe linia determinării conținutului de CH_4 în stratul de cărbune și de aici cantitatea de CH_4 existentă într-o tonă de cărbune care să stea la baza unei juste clasificări a minelor.

Observațiile de mai sus vor fi tratate mai pe larg și cu exemplificări rezultate din măsurătorile practice într-un viitor articol.

Rezultatele obținute privind degajările de gaze și interpretarea lor

A. Mine de cărbuni. Rezultatele finale ale cercetărilor efectuate la minele de cărbuni și nisipuri bituminoase din R.P.R. sînt sintetizate în tabela 5.

Deoarece în primii ani de cercetare (1954-1955) nu era pusă la punct o metodologie de lucru, cercetările au fost axate numai pe linia determinării debitului absolut și relativ de gaz, determinarea calității aerului în fronturile de muncă cît și capacitatea de degajare a stratului (găuri de mină) constituind obiectul cercetărilor ulterioare. Într-o astfel de situație se află minele din bazinele carbonifere Valea Jiului, Doman și Anina.

Studiind valorile debitelor absolute de CH_4, reprezentate grafic în fig. 2, se constată că maximul acestor degajări afectează îndeosebi minele din bazinul Valea Jiului (4 400 547 m^3/lună). Minele din bazinele Anina și Doman ocupă o poziție intermediară din acest punct de vedere (855 036—321 556 m^3/lună). În unele bazine, debitele absolute de CH_4 sînt mici, limitele de variație fiind cuprinse între 9 534 m^3/lună (Filipeștii de Pădure) și 43 562 m^3/lună (Comănești).

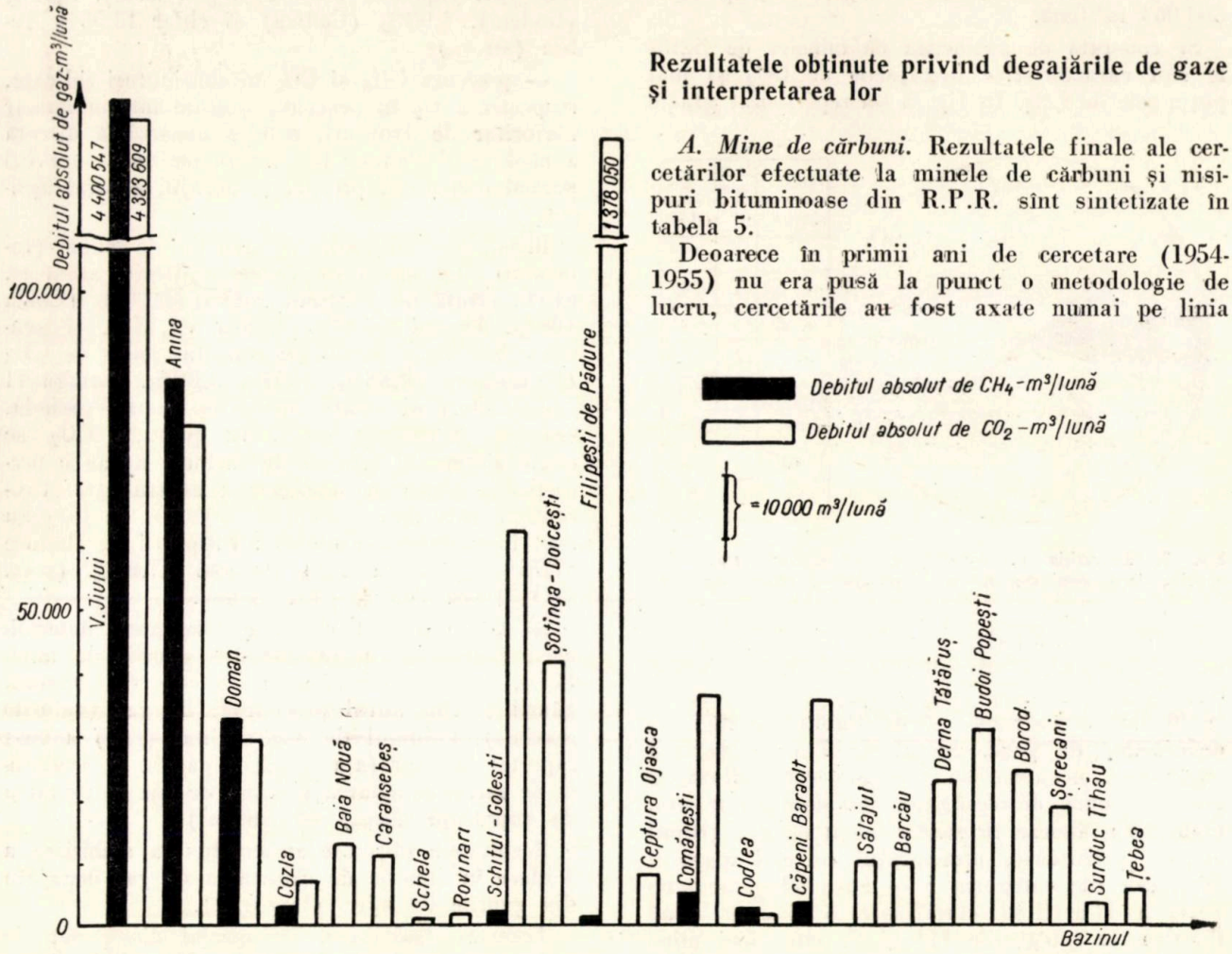
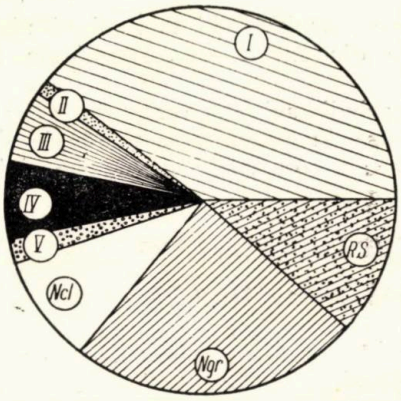


Fig. 2. Valoarea debitelor absolute ale degajărilor de CH_4 și CO_2 — pe bazine carbonifere.

Pentru restul bazinelor, din cauza lipsei prezenței metanului în curenții de ieșire, debitele absolute de CH_4 sînt nule.

Din punct de vedere al degajărilor de CO_2, după Valea Jiului se situează bazinul Filipeștii de Pădure (1 378 050 m^3/lună), în ordine clasîndu-se : Anina, Schitu-Goleşti, Şotînga-Doicești, Comănești etc., cu debite variind între 788 142—364 963 m^3/lună.

Se constată de asemenea că minelor de lignit le sînt caracteristice degajările de CO_2 şi mai puțin cele de CH_4. În fig. 3 s-a reprezentat grafic



Mine	Nr. de mine	%
Categoria I	30	38,95
» II	1	1,30
» III	5	6,48
» IV	5	6,48
» V	2	2,60
Cu regim special RS	9	11,70
Negrizut	18	23,40
Neclasif.	7	9,09
Total	77	100,00

Fig. 3. Repartiția procentuală a rezultatelor categorisirii minelor de cărbuni din R.P.R. după debitul relativ de CH_4.

repartiția procentuală a rezultatelor clasificării minelor de cărbuni din R.P.R. în funcție de debitul relativ de CH_4. Din totalul de 77 de mine, la 70 din ele s-a reuşit să se stabilească regimul degajărilor de gaze, restul de 7 mine nefiind clasificate, deoarece în perioada cercetărilor se aflau în curs de epuizare, lichidate chiar etc. (tabela 5). Reiese în mod evident că din grupul minelor grizutoase, procentajul cel mai mare îl dețin cele din categoria I — circa 39%, în categoria a II-a fiind clasificată o singură mină (Cozla), în categoriile III şi IV cîte cinci mine (în special cele din Valea Jiului şi Anina) şi în categoria V numai două mine (Secul şi Doman).

Diferența de categorie dintre minele bazinelor Doman (Secul, Doman), Anina, Valea Jiului şi Codlea (1 Mai — Breitbach), pe de o parte, şi restul minelor din celelalte bazine, pe de altă parte, este cît se poate de evidentă. Pentru primul grup de bazine s-ar putea indica categoriile V—III, pentru al 2-lea grup categoriile I-RS-Ngr.

Cercetarea calității aerului din fronturile de muncă (exclusiv Valea Jiului, Anina, Doman) a scos în evidență următoarele :

— metanul a fost detectat la un număr apreciabil de mine, atingînd uneori valori ale concentrației cuprinse între 2,95% (Cozla), 3,51% (Godeni), 4,08% (Codlea) şi chiar 13,56% Țebea (str. 1);

— prezența CH_4 şi CO_2 în conținuturi ridicate, respectiv a O_2 în procente scăzute într-un număr majoritar de fronturi, este o consecință directă a modului defectuos în care se realizează aerajul parțial îndeosebi, precum şi aerajul general aplicat.

Rezultatele obținute în găurile de mină (tabela 5), din punct de vedere calitativ, arată că există strate cu conținut ridicat de CH_4 (Cozla 100%, Lupeni 97,5%, Țebea 81,13%, Pescăreasa 38,88%), strate cu conținut redus de CH_4 (Caransebeş 10,33%, Rafira 3,89%, Şotînga II 7,50% etc.) şi strate lipsite de metan (Schela, Ceptura, Sărmăşag etc.). În privința CO_2 se poate afirma că stratele de cărbune nu au o predispoziție mare de degajare a acestui gaz. Procentual, cele mai însemnate degajări de CO_2 au fost înregistrate la minele : Filipeştii de Pădure 17,75% (Roşiora III), Căpeni 17,61% (sect. III), Țebea 18,5% (str. I) etc.

În tabela 3 sînt cuprinse rezultatele determinării cantitative a gazelor din găurile de mină (CO_2, CH_4), calculate în funcție de volumul găurii şi conținutul procentual de gaz (valorile maxime). Volumul de gaz obținut (cm^3) a fost raportat la suprafața totală a găurii, determinîndu-se astfel cantitatea maximă de gaz pe unitatea de suprafață Qg_{max} — cm^3/m^2).

Rezultatele obținute au condus la stabilirea a 4 clase în funcție de cantitatea de gaz degajată din găurile de mină (tabela 2).

Această clasificare, în special din punct de vedere al degajărilor de CH_4, nu trebuie considerată ca avînd importanță practică, ci numai teoretică. Ea prezintă indicații valoroase pentru minele din categoria I şi cu regim special (RS).

Studiind rezultatele privind CO_2, se constată că 29,4% din cazuri prezintă degajări cuprinse între 0—100 cm^3/m^2 — 55,9% din cazuri pre-

Tabela 2

Clasificarea degajărilor de gaze din găurile de mină

Clasa 0	Mine fără degajări de gaze din găurile de mină	0,0 cm^3/m^2	se referă în special la stratele lipsite de CH_4 (negrizutoase)
Clasa 1	Mine cu degajări mici de gaze din găurile de mină	Pînă la 100 cm^3/m^2	
Clasa 2	Mine cu degajări medii de gaze din găurile de mină	Între 100 şi 1 000 cm^3/m^2	
Clasa 3	Mine cu degajări mari de gaze din găurile de mină	Peste 1 000 cm^3/m^2	

zintă degajări între 100—1000 cm^3/m^2, iar restul de 14,7% peste 1000 cm^3/m^2 pînă la 2000 cm^3/m^2. Degajările de metan se caracterizează prin aceea că 40% din cazuri nu au prezentat degajări de CH_4 — 14,3% au indicat degajări pînă la 100 cm^3/m^2, 40% au arătat degajări cuprinse între 100—1000 cm^3/m^2 și 5,7% cazuri au arătat degajări peste 1000 cm^3/m^2 (tabela 3).

Valorile minime și maxime ale degajărilor de CO_2 și CH_4 determinate în găurile de mină sînt următoarele :

— pentru bioxid de carbon între 5 și 1 416 cm^3/m^2 ;

— pentru metan între 0 și 8 143 cm^3/m^2.

Degajările de bioxid de carbon, în cazul minelor de lignit, sînt în general mai mari decît degajările de metan (sînt și cazuri contrare); la mina de huilă cercetată (Cozla), degajările de CH_4 sînt mult mai mari decît cele de CO_2. Bioxidul de carbon se degajă cel mai mult în cazul minelor Căpeni, Filipești, Varviz, Derna-lignit.

Degajările de metan sînt foarte variate de la un bazin la altul și de la mină la mină, în cadrul aceluiași bazin. Cele mai mari cantități de metan se degajă în minele Cozla, Jugur, Caransebeșul Nou.

B. Mine metalifere. În tabela 4 sînt redate rezultatele cercetărilor privind calitatea aerului la minele metalifere (CO_2, SO_2). Pentru o parte din mine, acolo unde posibilitățile practice au permis, au fost înregistrate debitele degajărilor de CO_2 (absolut și relativ).

Existența CO_2 în rețeaua lucrărilor subterane (fronturi, curenți de evacuare) este o consecință directă a modului în care se realizează aerajul în general. Un caz aparte îl constituie mina Lueta, unde s-a constatat că degajarea CO_2 are loc din apele de infiltrație și izvoare, care au întîlnit în drumul lor emanații de CO_2 caracteristice fazei mofetice din regiunile vulcanice. Aceste emanații fac ca în permanență, în special în zona nordică a minei, atmosfera să

Tabela 3

Degajările de gaze din găurile de mină

Degajările de CO_2				Degajările de CH_4			
Clasa	Mina	Stratul	Qg_{max} cm^3/m^2	Clasa	Mina	Stratul	Qg_{max} cm^3/m^2
1	Rafira	Wagner	5	0	Sărmășag		0,00
	Sărmășag oriz. 157		8		Sărmășag oriz. 157		0,00
	Rafira	Irina	21		Chieșd		0,00
	Cozla		39		Bobota		0,00
	Ticu		62		Ip 2		0,00
	Pogor		73		Ticu		0,00
	Valea Neagră		88		Valea Neagră		0,00
	Țebea		89		Corniței II		0,00
	Corniței II		94		Șotînga III		0,00
	Rovinari mina II (subteran)		99		Pogor		0,00
					Țebea	2	0,00
					Cristolțel		0,00
					Rafira	Irina	0,00
2	Chieșd		111	1	Filipești-	7	25
	Caransebeșul Vechi		117		Palanga	5 inf.	37
	Bobota		119		Derna-lignit		61
	Cristolțel		247		Filipești-Palanga	4 c	82
	Sărmășag		323		Varviz II		86
	Șotînga III		325				
	Caransebeșul Nou		333	2			
	Filipești-Palanga	7	408		Rovinari-mina I		116
	Jugur		424		Căpeni		121
	Vîrghiș (subteran)		513		Rovinari-mina II		146
	Ceptura	2	537		Vîrghiș (subteran)		152
	Ceptura	3	539		Filipești-	2	158
	Rovinari mina I (subteran)		546		Roșioara	7	185
	Filipești-Roșioara	2	571		Roșioara	3	212
	Ip 2		653		Roșioara	5	233
	Derna-lignit		749		Rafira	Coroban	247
	Filipești-Roșioara	4 b inf.	779		Rafira	Wagner	337
		5	991		Filipești-Roșioara	4 b sup.	409
					Caransebeșul-Vechi		530
3	Filipești-Palanga	5 inf.	1 031		Caransebeșul-Nou		888
	Varviz II		1 163				
	Filipești-Roșioara	7	1 201	3	Jugur		2 145
		3	1 273		Cozla		8 148
	Căpeni		1 416				

fie încărcată cu CO_2 în proporții periculoase : 3—4,58%. Drept urmare, debitul absolut al degajărilor de CO_2 a fost de 210 000 m^3/lună, ceea ce conduce la valoarea de 117,5 m^3/t de minereu din extracția zilnică (debitul relativ).

Bioxidul de sulf a fost detectat numai la minele Săsar, Baia de Arieș și Altîn-Tepe, care în foarte multe cazuri se află în conținuturi peste limita maximă admisă de NTS (0,0007%). Geneza acestui gaz se datorește oxidării marcasitei în abatajele cu minereuri remanent (Săsar), oxidării secundare a minereului cu intrusiuni sulfuroase (Baia de Arieș).

Este necesar ca Instrucțiunile pentru clasificarea minelor în funcție de emanațiile de gaze — actualmente în fază de proiect — să fie studiate și adoptate pentru a căpăta utilizarea practică cuvenită.

În proiectele de deschidere — pregătire și exploatare a noilor cîmpuri miniere, un loc important trebuie să fie atribuit alegerii schemei de aeraj celei mai adecvate, în scopul realizării unei calități corespunzătoare a aerului în rețeaua lucrărilor subterane, pentru evitarea acumulărilor periculoase de gaze toxice-explozive generatoare de accidente tehnice și umane.

Tabela 4

Calitatea aerului la unele mine metalifere din R.P.R.

Nr. crt.	Mina	Anul cercetărilor	Conțin. maxim de gaze în front. de muncă		Debitul absolut al degajărilor de CO_2 (m^3/lună)	Debit relativ de CO_2 m^3/t
			CO_2 %	SO_2 %		
1	Baia Sprie	1956	1,30	—	180 150	15,0
2	Cavnic	1956	2,35	—	—	
3	Săsar	1958	0,90	0,007665	92 000	
4	Bălan	1957	1,20	—	23 928	3,2
5	Lueta	1958	4,58	—	210 000	117,5
6	Ghelar:	1958				
	mina vest		0,62	—		
	mina centrală		1,89	—		
7	Barza	1958				
	Brădișor		1,42	—		
	Valea Morii		1,78	—		
	Musariu		3,70	—		
8	Baia de Arieș:	1957	0,75	0,007480		
9	Altîn-Tepe		4,40	0,018710	20 940	8,7

Concluzii

Cercetările științifice în domeniul tehnicii și securității miniere trebuie să fie orientate spre construirea de noi ventilatoare și noi tipuri de explozivi — care să producă o cantitate mai mică de gaze nocive — crearea de aparate mai perfecționate pentru controlul aerului de mină, experimentări pe cale industrială ale diferitelor procedee de degazare a zăcămintelor, automatizarea instalațiilor de aeraj etc.

În ceea ce privește prevederile din NTS-1958, se constată lipsa unei diferențieri a măsurilor ce trebuie luate pentru diferitele categorii de mine grizutoase. De acest lucru trebuie să se țină seama la refacerea NTS actual.

Numărul de cinci categorii stabilit prin art. 635 din NTS este nejustificat, deoarece în cuprinsul lor NTS nu diferențiază măsurile de securitate pentru fiecare categorie decît în cîteva cazuri (art. 372, 710, 712 și 715).

În scopul măririi eficacității de apărare împotriva grizului, este necesară înființarea de laboratoare de analiză a gazelor pe lîngă fiecare trust sau unitate minieră independentă, acestea existînd actualmente numai în Valea Jiului și Anina.

Clasificarea actuală a minelor în funcție de debitul relativ de gaz este orientativă, ea nu ilustrează situația reală, deoarece este bazată pe cantitatea de gaze raportată la tona de cărbune, cantitate care cuprinde atît gazele degajate din stratul de cărbune cît și gazele degajate din rocile înconjurătoare.

În ultima vreme, o dată cu creșterea adîncimii exploatării stratelor de cărbune, degajările de gaze sînt din ce în ce mai mari, astfel că diluarea, respectiv evacuarea gazelor numai prin aeraj a devenit dificilă. Situația existentă în minele din Valea Jiului și Banat pune problema realizării absorbției gazelor din stratele de cărbune și rocile înconjurătoare (degazare locală și generală).

Tabela 5

Categoria minelor din R.P.R. în funcţie de regimul gazelor (CO_2, CH_4)

Nr. crt.	Bazinul şi mina	Conţin. max. de gaze din găurile de mină. (%)		Debit relativ maxim de gaze (m^3/t)		Categoria minei	
		CO_2	CH_4	CO_2	CH_4	CO_2	CH_4
1	2	3	4	5	6	7	8
	Bazinul Valea Jiului						
1	Lonea	—	—	21,39	13,20	IV	III
2	Petrila	—	—	19,69	15,78	IV	IV
3	Aninoasa	—	—	16,92	12,89	IV	III
4	Vulcan	—	—	18,20	14,29	IV	III
5	Lupeni	3,81	97,5	11,58	23,14	III	IV
6	Uricani	—	—	15,88	17,00	IV	IV
	Bazinul Anina						
7	Anina	—	—	39,50	94,24	IV	IV
8	Ponor-Puţ 5	—	—	29,80	14,00	IV	III
9	Ponor sect. I	—	—	54,00	41,00	IV	IV
	Bazinul Doman						
10	Doman	—	—	—	—	IV	V
11	Secul	—	—	76,00	77,00	IV	V
12	Lupac I	2,06	0,00	—	—	—	Negr.
13	Lupac II	4,61	0,65	—	—	—	R.S.
	Bazinul Baia Nouă						
14	Baia Nouă	11,33	1,74	20,00	0,00	IV	I*
	Bazinul Cozla						
15	Cozla	0,37	100,0	22,41	7,96	IV	II
	Bazinul Caransebeş						
16	Mina veche	1,78	6,25	24,70	0,00	IV	R.S.
17	Mina nouă	2,17	10,33	20,50	0,00	IV	R.S.
	Bazinul Schela						
18	Padini	1,20	0,00	6,35	0,00	II	I*
19	Dilma	4,40	0,00	2,69	0,00	I	Negr.
	Bazinul Rovinari						
20	Mina I	7,04	1,36	15,52	0,00	IV	I**
21	Mina II	1,70	1,70	în deschidere		—	R.S.
	Bazinul Schitu Goleşti						
22	Pescăreasa	4,00	38,88	22,70	1,30	IV	I
23	Godeni	1,80	19,47	13,86	2,22	III	I
24	Jugur	6,26	25,43	12,18	0,00	III	I*
25	Poenari I	3,56	15,90	8,97	0,00	II	I*
26	Poenari III	4,18	14,78	28,08	0,00	IV	I*
27	Berevoeşti aux.	12,12	0,44	3,26	0,00	I	I*
28	Berevoeşti vechi	3,06	0,76	20,35	0,00	IV	I*
	Bazinul Doiceşti						
29	Şotînga II	7,22	7,50	14,52	0,00	III	I**
30	Şotînga III	4,69	0,00	15,83	0,00	IV	Negr.
31	Mărgineanca 2	1,77	0,38	7,77	0,00	II	R.S.
32	Mărgineanca 3	0,97	1,88	16,55	0,00	IV	R.S.
33	Mărgineanca 4	4,59	0,69	13,03	0,00	III	R.S.

Tabela 5 (continuare)

Categoria minelor din R.P.R. în funcție de regimul gazelor (CO_2, CH_4)

Nr. crt.	Bazinul și mina	Conțin. max. de gaze din găurile de mină. (%)		Debit. relativ maxim de gaze (m^3/t)		Categoria minei	
		CO_2	CH_4	CO_2	CH_4	CO_2	CH_4
1	2	3	4	5	6	7	8
	Bazinul Filipeștii de Pădure						
34	Palanga I	10,41	0,64	28,25	0,00	IV	I*
35	Palanga II	8,64	0,96	19,90	0,00	IV	I*
36	Palanga IV	10,05	0,84	68,10	0,00	IV	I*
37	Roșioara III	17,75	2,74	25,88	1,23	IV	I
	Bazinul Ceptura-Ojasca						
38	Ceptura	7,46	0,00	5,95	0,00	II	Negr.
	Bazinul Comănești						
39	Rafira	1,03	3,89	18,90	0,00	IV	I**
40	Asău	1,23	4,96	24,55	1,84	IV	I
41	Lumina	2,31	0,31	18,61	3,16	IV	I
42	Galion	2,22	12,65	8,67	0,20	II	I
43	Leorda	3,18	5,22	13,05	4,97	III	I
44	Vermești	—	—	în deschidere		—	I*
	Bazinul Codlea						
45	1 Mai-Breitbach	0,88	4,57	10,00	14,82	II	III
46	Holbav	—	—	—	—	—	I
	Bazinul Căpeni Baraolt						
47	Căpeni sect. I	9,64	0,88	10,95	1,36	III	I
48	Căpeni sect. III	17,61	3,68	30,40	2,61	IV	I
49	Vîrghiș I subt.	7,23	1,78	în pregătire		—	I*
	Bazinul Sălajul						
50	Sărmășag	4,72	0,00	9,91	0,00	II	Negr.
51	Oriz. 157 Sărmășag	1,20	0,00	5,92	0,00	II	Negr.
52	Chieșd	3,01	0,00	4,49	0,00	I	Negr.
	Bazinul Barcău						
53	Ip 2	8,85	0,00	25,64	0,00	IV	Negr.
54	Ip 3	2,35	0,00	12,47	0,00	III	Negr.
	Bazinul Derna-Tătăruș						
55	Derna-asfalt	12,11	0,96	6,02	0,00	II	I*
56	Derna-lignit	9,99	0,71	32,59	0,00	IV	R.S.
57	Tătăruș-asfalt	4,82	5,03	23,15	0,00	IV	I*
58	Tătăruș-lignit	10,45	3,92	69,40	0,00	IV	I*
	Bazinul Budoi-Popești						
59	Budoi	5,80	0,00	20,73	0,00	IV	I*
60	Vărzari	6,97	0,00	17,47	0,00	IV	Negr.
61	Varviz I	— lichidată —					
62	Varviz II	15,06	1,00	9,86	0,00	II	R.S.
63	Borumlaca	6,72	0,00	9,52	0,00	IV	Negr.
	Bazinul Borod						
64	Valea Neagră	2,04	0,00	18,16	0,00	IV	Negr.
65	Corniței II	1,95	0,00	9,36	0,00	II	Negr.
66	Corniței III	—	—	În redeschidere		—	Negr.

Tabela 5 (continuare)

Categoria minelor din R.P.R. în funcţie de regimul gazelor (CO_2, CH_4)

Nr. crt.	Bazinul şi mina	Conţin. max. de gaze din găurile de mină (%)		Debit. relativ maxim de gaze (m^3/t)		Categoria minei	
		CO_2	CH_4	CO_2	CH_4	CO_2	CH_4
1	2	3	4	5	6	7	8
	Bazinul Şorecani						
67	Ticu	1,51	0,00	35,25	0,00	IV	Negr.
68	Tămaşa	—	—	9,75	0,00	II	Negr.
	Bazinul Surduc Tihău						
69	Pogor	1,46	0,00	8,64	0,00	II	Negr.
70	Cristolţel	4,64	0,00	18,45	0,00	IV	Negr.
	Bazinul Ţebea						
71	Ţebea str. 1	18,75	81,13	7,26	0,00	II	I*
72	Ţebea str. 2	1,05	9,52	3,85	0,00	I	I*

* — Mine clasificate în categoria I în baza conţinuturilor procentuale de CH_4 detectat în fronturile de muncă.

** — Mine clasificate în baza aprinderilor sau exploziilor de CH_4 care au avut loc în lucrările subterane.

Negr. – negrizutoase

CZ. 622,33 : 621.316,99

Rețeaua generală de legare la pămînt, mijloc principal de protecție împotriva accidentelor prin electrocutare la instalațiile electrice de la exploatările miniere de cărbuni

MAURICIU SUFRIM

Accidentele prin electrocutare pot avea loc, în general, în trei cazuri: atingerea directă a părților conductoare de curent aflate sub tensiune; atingerea părților metalice ale instalației care în mod normal nu se află sub tensiune însă au căpătat accidental tensiune printr-o deteriorare a izolației; datorită tensiunilor de pas* la care este supus omul cînd atinge cu picioarele două puncte ale solului din jurul unei scurgeri de curent în pămînt.

Gradul pericolului de electrocutare depinde de tipul de rețea care alimentează utilajele electrice și de modul cum s-a produs contactul. Astfel, ne interesează dacă rețaua este izolată față de pămînt sau dacă este legată la pămînt printr-o rezistență mică, precum și dacă omul atinge concomitent două faze sau atinge o singură fază.

Într-o rețea legată la pămînt (de exemplu rețelele trifazate cu punctul neutru al sursei de alimentare, legat la pămînt printr-o rezistență mică) la atingerea unei faze, curentul care trece prin corpul omului I_h are totdeauna o valoare periculoasă. Practic $I_h = \frac{V}{R_h}$, unde V este tensiunea între fază și pămînt, iar R_h rezistența omului.

Într-o rețea izolată față de pămînt, trifazată sau monofazată (nu are punctul neutru sau un pol al sursei de alimentare legat la pămînt), la atingerea unei faze curentul ce se închide prin om este mult mai mic. Acest curent se stabilește prin capacitatea și izolația celorlalte două faze față de pămînt care limitează intensitatea lui la valori mici. În cazul rețelei izolate față de pămînt, curentul care trece prin corpul omului poate deveni periculos numai în cazul defectelor de izolație care ar determina o micșorare a rezistenței de izolație sub o anumită limită.

În rețeaua izolată față de pămînt pot exista două cazuri deosebit de periculoase: dacă omul atinge concomitent două faze, sau dacă omul atinge o fază, fie direct, fie indirect prin intermediul carcaselor, în timp ce o altă fază este pusă direct la pămînt datorită unei deteriorări a izolației. În aceste cazuri omul ar putea fi supus la întreaga tensiune a rețelei respective (tensiunea între faze).

În subteran, primul caz se poate întîlni foarte rar. În general, în subteran nu există riscul de a atinge direct o parte conductoare de curent, deoarece instalațiile electrice cuprind în întregime echipament electric închis în carcase. Practic, pericolul de electrocutare are loc numai cînd există concomitent două defecțiuni de izolație față de pămînt la două utilaje diferite și la faze diferite ale rețelei, ceea ce constituie un avantaj important al rețelelor izolate față de pămînt.

Datorită condițiilor grele de exploatare a instalațiilor electrice în subteran, unde există o probabilitate mare de apariție a defecțiunilor monofazate s-a preferat adoptarea rețelelor izolate față de pămînt.

Este necesar însă să se țină seama de faptul că în cazul foarte defavorabil al atingerii de către om, direct sau indirect, a unei faze în timp ce există o punere la pămînt a unei alte faze, pericolul este mult mai grav decît în cazul unei atingeri în rețeaua legată la pămînt, deoarece omul este supus tensiunii dintre faze.

Din cele de mai sus rezultă următoarea concluzie principală: în subteran rețeaua izolată față de pămînt prezintă un avantaj important și se poate asigura o protecție eficace dacă se supraveghează izolația rețelei în vederea înlăturării într-un timp cît mai scurt a defecțiunilor monofazate și dacă se limitează tensiunea de atingere ce ar putea să apară la carcasele echipamentului electric, prin executarea unei bune instalații de legare la pămînt.

Ținînd seama de aceste considerente, pentru asigurarea unei protecții eficace împotriva accidentelor prin electrocutare este necesar să ne folosim de următoarele mijloace:

1. Părțile conductoare de curent să fie inaccesibile unei atingeri întîmplătoare. Aceasta se poate realiza prin utilizarea carcaselor, izolațiilor de bună calitate, îngrădirilor care nu permit accesul la părțile conductoare de curent,

* Vezi STAS 2612—54 și STAS 6119—59.

amplasării instalațiilor electrice la înălțimi inaccesibile etc.

2. Alimentarea utilajelor electrice la tensiuni cît mai reduse.

3. Conectarea la o instalație de protecție prin legarea la pămînt a tuturor părților metalice care ar putea intra accidental sub tensiune și care ar putea fi atinse de către om.

4. Păstrarea rezistenței de izolație a rețelei la o valoare ridicată astfel încît intensitatea curenților de defect să aibă valori cît mai mici posibile. De asemenea, trebuie să se realizeze semnalarea și deconectarea rețelei la apariția unui defect de izolație monofazat, astfel încît să se evite posibilitatea apariției defectelor de izolație bifazate.

5. Folosirea mijloacelor individuale de protecție.

Să analizăm pe scurt pe fiecare în parte.

1. Baza realizării inaccesibilității părților conductoare de curent o constituie izolarea. După cum se știe însă izolația se poate deterioara, fie prin îmbătrînire, fie datorită unui accident tehnic. Condițiile grele din subteran, umiditatea, căldura excesivă, presiunea, solicitările mecanice determină o mare probabilitate ca izolația echipamentelor electrice să se deterioreze. La o deteriorare a izolației ori intră carcasele sub tensiune (cazul cel mai des întîlnit), ori devin accesibile părții conductoare de curent.

2. Reducerea tensiunii de alimentare este limitată de exploatare, deoarece tensiunea mică înseamnă curent mare pentru obținerea aceleeași puteri. Ori, curent mare înseamnă echipament electric greoi. Aici s-a ajuns la un compromis: 380 V pentru utilajele cu ale căror carcase omul nu vine în contact bun și îndelungat și 127 V pentru utilajele portative manuale, pentru corpurile de iluminat fixe și pentru aparatele de semnalizare.

Atît tensiunea de 380 V cît și cea de 127 V sînt tensiuni foarte periculoase. Aici trebuie menționat că în cele mai numeroase cazuri, rețeaua de 127 V prezintă un grad de pericol cel puțin tot atît de mare ca și rețeaua de 380 V, deoarece omul vine în contact bun și îndelungat cu carcasa utilajului portativ și deoarece izolația acestuia este mult mai solicitată și supusă deteriorării decît a utilajelor fixe sau semimobile.

3. Protecția prin legare la pămînt are rolul să dirijeze curenții rezultați din defecte ale izolației față de carcasa echipamentului electric, prin instalații anumit calculate, astfel încît tensiunile de atingere și tensiunile de pas să aibă valori nepericuloase.

Dacă instalația de legare la pămînt este corect executată și este cu atenție supravegheată se poate realiza o bună protecție împotriva accidentelor de electrocutare care s-ar putea produce în urma unei deteriorări a izolației față de caracasă.

4. Se pune întrebarea dacă este posibil în subteran să se păstreze izolația rețelei la o astfel de valoare ridicată încît curenții de defect să fie suficient de mici pentru a nu fi periculoși. Practic este aproape imposibil ca în toate cazurile să se realizeze astfel de valori. În special trebuie luat în considerație faptul că rezistența de izolație a rețelei față de pămînt depinde de numărul de utilaje conectate și de lungimea cablurilor de alimentare din rețeaua respectivă.

Mai trebuie să se ia în considerație faptul că uneori capacitățile rețelelor din subteran ating valori foarte mari (chiar $5 \cdot 10^{-6}$ F) care duc la stabilirea unor curenți periculoși (peste 1 A) chiar dacă rezistența ohmică a izolației este mare.

Controlul izolației trebuie să aibă ca scop semnalizarea și chiar deconectarea rețelei cînd rezistența ei de izolație a scăzut sub 3 500 Ω (în cazul unui defect de izolație monofazat).

Limitarea intensității curenților de defect combinată cu executarea unei bune instalații de legare la pămînt va putea realiza o protecție eficace.

5. Dotarea personalului cu mijloace individuale de protecție este limitată practic la un număr restrîns de muncitori și în special pentru electricienii care lucrează direct la părțile conductoare de curent. Dar și aici există pericolul ca în timpul exploatării, aceste mijloace de protecție să-și piardă proprietățile dielectrice fie prin îmbătrînire, fie prin deteriorare accidentală, ceea ce impune executarea lucrărilor la echipamentul electric numai după scoaterea lui de sub tensiune.

Din cele cinci măsuri principale analizate mai sus, nici una luată separat nu poate asigura o protecție radicală. Ele trebuie aplicate concomitent ca să se completeze una pe cealaltă în vederea unei protecții totale. Însă cea mai importantă din aceste măsuri este protecția prin legarea la pămînt, căreia trebuie să i se acorde o atenție deosebită. Majoritatea accidentelor prin electrocutare în subteran s-au datorat unor executări defectoase a instalațiilor de legare la pămînt.

Datorită acestui fapt, Institutul de cercetări științifice pentru protecția muncii în studiul său privind protecția împotriva accidentelor de electrocutare în minele de cărbuni, a consacrat cel mai mare spațiu protecției prin legare la pămînt.

Rețeaua generală de protecție prin legarea la pămînt

Calculul unei protecții prin legare la pămînt pentru instalațiile electrice din subteran trebuie să aibă ca rezultat obținerea în orice

situație de defect a unei tensiuni de atingere la carcasele echipamentelor electrice sub 25 V.

Această valoare este justificată de condițiile foarte nefavorabile din subteran (în special umiditatea și căldura excesivă).

O astfel de tensiune de atingere se poate realiza numai printr-o rezistență a instalației de legare la pământ suficient de mică. Pentru subteran s-a limitat această rezistență la cel mult 2 ohmi, justificată, în special prin aceea că în subteran nu este posibil, practic, de a se realiza instalații de legare la pământ pentru utilajele cu tensiunea de lucru peste 1 000 V, diferite (izolate) de cele pentru utilajele cu tensiunea de lucru sub 380 V sau 127 V.

Realizarea în subteran a unei instalații de legare la pământ care să prezinte o rezistență de scurgere la pământ sub 2 ohmi este foarte dificilă. Nici nu se poate pune problema executării unei astfel de instalații pentru fiecare utilaj electric în parte. Datorită acestui fapt este necesar să se execute o rețea generală de protecție prin legare la pământ care să deservească toate utilajele electrice. Rolul principal însă al unei rețele generale de legare la pământ constă în evitarea periculoaselor puneri la pământ bifazate, care au fost cauza celor mai numeroase accidente prin electrocutare în subteran.

Punerile la pământ bifazate, după cum se știe, au loc cînd există un defect monofazat la un utilaj a cărui carcasă este conectată la o instalație de legare la pământ , defect care nu este semnalat și înlăturat, și apare un al doilea defect monofazat pe altă fază și la un al doilea utilaj conectat la o altă instalație de legare la pământ independentă de prima (adică cele două instalații de legare la pământ nu au o legătură electrică între ele). În acest caz tensiunile de atingere la cele două utilaje defecte au următoarele expresii :

$$U_{c_1} = U\frac{R_{p_1}}{R_{p_1}+R_{p_2}} \qquad U_{c_2} = U\frac{R_{p_1}}{R_{p_1}+R_{p_2}} \tag{1,2}$$

în care :

U este tensiunea între faze a rețelei de alimentare ;

R_{p_1} — rezistența de scurgere la pământ a instalației care deservește utilajul 1 ;

R_{p_2} — rezistența de scurgere la pământ a instalației care desrvește utilajul 2.

De exemplu :

$U = 380$ V ; $R_{p_1} = 2\ \Omega$; $R_{p_2} = 17\ \Omega$.

În acest caz $U_{c_1} = 40$ V, iar $U_{c_2} = 340$ V.

Un alt exemplu :

$U = 380$ V ; $R_{p_1} = 2\ \Omega$; $R_{p_2} = 2\ \Omega$.

În acest caz s-ar părea că nu poate exista pericol deoarece fiecare utilaj este conectat la o instalație de legare la pământ de rezistență mică, conform normelor de tehnica securității.

Realitatea este că tensiunile de contact sînt foarte periculoase.

$U_{c_1} = U_{c_2} = 380 \cdot \frac{2}{4} = 190$ V, tensiuni care vor putea da accidente mortale.

Tensiunile de atingere în aceste cazuri nu depind de valorile absolute ale rezistențelor electrice a instalațiilor de legare la pământ și de valorile lor relative.

Dacă există însă o continuitate perfectă între cele două instalații de legare la pământ, punerea bifazată la pământ devine un scurtcircuit bifazat care deconectează rețeaua de alimentare. Chiar dacă s-ar întîrzia deconectarea sectorului defect, nu există riscul de a se stabili tensiuni de atingere periculoase, deoarece curentul de scurgere prin prizele de pământ este limitat de legătura dintre carcasele utilajelor.

La rețelele izolate față de pământ, mult mai important decît realizarea unei rezistențe mici a instalației de legare la pământ, este realizarea unei legături electrice de rezistență mică între toate carcasele echipamentelor electrice conectate în rețea.

Din cele de mai sus rezultă că este necesar să se realizeze o rețea generală de protecție comună la care se conectează carcasele tuturor echipamentelor electrice alimentate de la aceeași sursă (transformator). Această rețea se leagă la prize de pământ astfel încît să se realizeze o rezistență de scurgere la pământ sub 2 Ω.

În subteran trebuie să existe două categorii de prize de pământ :

a) priza de pământ principală care deservește întreaga rețea de protecție ;

b) priza de pământ locală care deservește un utilaj sau un grup de utilaje.

Carcasa metalică a oricărui echipament electric se conectează la rețeaua generală de protecție și separat la o priză de pământ locală. În modul acesta rețeaua generală de protecție este legată direct la prizele principale și indirect prin intermediul carcaselor la toate prizele locale.

Rolul prizelor locale este deosebit de mare, și anume :

1. Prizele locale contribuie direct la realizarea pentru orice utilaj a unei rezistențe de scurgere la pământ de cel mult 2 Ω, chiar în eventualitatea unei întreruperi în rețeaua generală de protecție.

Dacă nu ar exista prizele locale pentru utilajele aflate la depărtare mare de prizele principale, nu s-ar putea asigura o rezistență de scurgere de cel mult 2 Ω.

2. Priza locală trebuie să asigure protecția în cazul cînd se inversează rolurile conductorilor, legîndu-se un conductor de fază la carcasa utilajului în locul conductorului de protecție.

Pentru ca prizele locale să-şi atingă scopul trebuie să îndeplinească două condiţii :

1. Să aibă o rezistenţă de cel mult 20 ohmi. Respectîndu-se această valoare, în cazul unei defecţiuni monofazate, considerînd rezistenţa de izolaţie a celorlalte două faze de 10 000 ohmi iar capacitatea reţelei chiar de 5.10^{-6} F, tensiunea de atingere are o valoare sub 25 V ($U_c \approx 20{,}8$ V).

2. Legătura la utilaj să se execute într-un punct diferit de cel în care s-a executat legarea utilajului la reţeaua generală de protecţie.

Reţeaua generală de legare la pămînt din subteran se prezintă ca o priză multiplă la care numărul prizelor este foarte mare. În acest caz rezistenţa legăturilor dintre prize nu poate fi neglijată şi deci nu se poate considera că întreaga reţea de protecţie se află la acelaşi potenţial. La scurgerea unui curent va exista o cădere de tensiune pe conductorii de legătură.

Chiar prin creşterea numărului prizelor de pămînt nelimitat, rezistenţa unei astfel de instalaţii de legare la pămînt nu tinde către zero, ci către o valoare finită mai mare ca zero.

Datorită căderilor de tensiune pe conductorii de legătură, curenţii de scurgere prin prizele de pămînt nu vor fi egali.

Intensitatea curenţilor ce se scurg prin prizele apropiate de punctul de intrare a curentului total va avea valori mari, iar pe măsura îndepărtării de acest punct, aceste valori vor fi din ce în ce mai mici. Practic, prizele de pămînt îndepărtate nu contribuie la micşorarea rezistenţei întregii instalaţii.

Pentru determinarea rezistenţei instalaţiei de legare la pămînt din subteran, trebuie să se ia în consideraţie două cazuri particulare care au o deosebită importanţă :

a) Curentul total intră la un capăt al reţelei (de exemplu un defect într-un abataj), iar numărul de prize locale este foarte mare.

b) Curentul total intră la un capăt al reţelei, iar numărul de prize locale este mic.

Pentru cazul (*a*) rezistenţa reţelei generale de legare la pămînt se poate calcula cu următoarea formulă acoperitoare :

$$R_p = \frac{r_p}{\frac{1}{2} + \sqrt{\frac{r_p}{r_c} + 0{,}25}} \qquad (a) \quad (3)$$

unde :

R_p este rezistenţa reţelei generale ;

r_p — rezistenţa unei prize locale ;

r_c — rezistenţa legăturii între două prize locale.

Această formulă are în vedere o aşezare coliniară a prizelor locale. În realitate va exista o rezistenţă ceva mai mică, deoarece în numeroase cazuri reţeaua este ramificată sau chiar buclată.

Prizele principale fiind în număr foarte mic faţă de prizele locale şi considerîndu-le la distanţe foarte mari de locul defectului nu le vom introduce în calculul. Contribuţia lor la micşorarea rezistenţei este neglijabilă în cazul considerat.

Dacă valoarea rezistenţei prizelor locale este $r_p = 20$ ohmi, iar rezistenţa legăturii între două prize locale este $r_c = 0{,}2$ ohmi rezistenţa de scurgere prin reţeaua generală de protecţie va fi :

$$R_p = \frac{20}{0{,}5 + \sqrt{\frac{20}{0{,}2} + 0{,}25}} \qquad (4)$$

$$R_p = 1{,}903 \text{ ohmi.}$$

Formula de calcul a rezistenţei unui sector din reţeaua de legare la pămînt avînd un număr limitat de prize locale — cazul (*b*) — este :

$$R_p = r_p \left[1 - \frac{sh\,\beta\,(s-1)}{sh\,(\beta s)}\right] \qquad (b) \quad (5)$$

unde :

$\beta = \frac{r_c}{r_p}$, s este numărul de prize locale, iar celelalte notaţii au semnificaţiile menţionate la formula de la cazul (*a*).

Pentru $s = 11$; $r_p = 20\ \Omega$, iar $r_c = 0{,}2\ \Omega$

$$R_p = 20 \left[1 - \frac{sh\,(0{,}1 \cdot 10)}{sh\,(0{,}1 \cdot 11)}\right] = 2{,}4\ \Omega. \quad (6)$$

Pentru $s = 19$, $r_p = 20\ \Omega$, iar $r_c = 0{,}2\ \Omega$

$$R_p = 20 \left[1 - \frac{sh\,(0{,}1 \cdot 18)}{sh\,(0{,}1 \cdot 19)}\right] = 1{,}996\ \Omega. \quad (7)$$

Pentru $s = 26$, $r_p = 20\ \Omega$, iar $r_c = 0{,}2\ \Omega$

$$R_p = 20 \left[1 - \frac{sh\,(0{,}1 \cdot 25)}{sh\,(0{,}1 \cdot 26)}\right] = 1{,}1925\ \Omega. \quad (8)$$

Din cele de mai sus rezultă următoarele concluzii :

1. Pentru a avea siguranţa că vom obţine o rezistenţă a reţelei generale de legare la pămînt sub valoarea de 2 Ω, maximă admisă în subteran este necesar ca prizele locale să aibă o valoare mai mică de 20 Ω, iar valoarea rezistenţei legăturilor între două prize locale să fie mai mică de 0,2 Ω.

2. Dacă $r_p = 20\ \Omega$ şi $r_c = 0{,}2\ \Omega$ este necesar un număr de cel puţin 19 prize locale pentru a obţine o rezistenţă sub 2 Ω.

3. Dacă distanţa dintre două prize locale este mult prea mare, astfel încît rezistenţa legăturii între două prize locale depăşeşte valoarea de 0,2 Ω, trebuie să se micşoreze rezistenţa legăturii dintre cele două prize, fie prin adăugarea unui conductor aparent, care să o

dubleze, fie prin intercalarea uneia sau a mai multor prize locale suplimentare.

4. Trebuie acordată o atenție deosebită executării legăturilor carcaselor utilajelor la rețeaua generală și la prizele locale, deoarece o legătură necorectă în unul din cele două puncte duce la depășirea valorii de 0,2 ohmi.

Trebuie menționat că determinarea rezistenței reale a rețelei generale de legare la pămînt direct printr-o măsurare este practic foarte grea.

Măsurarea rezistenței unei instalații de legare la pămînt se efectuează în cele mai numeroase cazuri cu ajutorul metodei ampermetrului și voltmetrului. Cele mai numeroase aparate pentru măsurarea rezistenței R_p a instalațiilor de legare la pămînt au la bază această metodă.

Rezistența $R_p = \frac{V}{I}$, unde V este potențialul față de pămînt al instalației de legare la pămînt, iar I este intensitatea curentului care se scurge prin instalație.

La măsurare sînt necesare două prize de pămînt ajutătoare :

a) o priză sondă (de tensiune) care trebuie amplasată într-un punct de potențial zero și cu ajutorul căreia se măsoară potențialul instalației de legare la pămînt și

b) o priză auxiliară (de curent) prin care circulă curentul de măsurare ce trece prin instalația de legare la pămînt supusă măsurării.

O măsurare care să determine valoarea reală a rezistenței necesită amplasarea prizei sondă de tensiune la o distanță de $D_1 = 5\ d_1$ m de instalația care se măsoară, iar priza auxiliară de curent la o distanță $D_2 = (5\ d_1 + 20)$ sau $D_2 = (5\ d_1 + 5\ d_2)$, d_1 fiind diagonala cea mai mare a poligonului format de prizele de pămînt care deservesc instalația măsurată, iar d_2 diagonala cea mai mare a poligonului format de priza auxiliară. Dacă priza auxiliară este formată dintr-un singur electrod se respectă distanța $D_2 = 5\ d_1 + 20$.

Dacă aceste distanțe nu sînt respectate, valoarea obținută prin măsurare va fi mai mică decît cea reală. Eroarea crește prin scăderea distanței. La limită valoarea rezistenței obținută prin măsurare va fi egală cu zero.

În marea majoritate a cazurilor o măsurare care să determine rezistența reală a rețelei generale de legare la pămînt din subteran este practic greu de realizat deoarece ar trebui ca prizele ajutătoare să fie amplasate la distanțe foarte mari.

În general, măsurarea rezistenței de scurgere prin rețeaua generală de protecție se efectuează chiar în subteran la diferitele utilaje. Se amplasează priza sondă la 20 m de utilaj, iar priza auxiliară la 40 m. De cele mai multe ori priza auxiliară se apropie mult de o priză locală, care, practic, face parte din instalația măsurată. Date fiind aceste condiții de măsurare, priza sondă se amplasează chiar în interiorul poligonului format de prizele de pămînt care deservesc instalația măsurată și, mai mult decît aceasta, chiar în apropierea acestor prize. Aceste condiții duc de cele mai multe ori la obținerea prin măsurare a unor valori mult mai mici decît cele reale. O astfel de măsurare ne poate indica sigur doar dacă utilajul este legat la rețeaua generală de protecție.

În general, se va obține o valoare sub 1 ohm. Rezistența obținută nu trebuie să depășească în nici un caz valoarea a 2 ohmi. Dacă însă valoarea obținută prin măsurare depășește valoarea de 1 ohm este un indiciu că există legături defectuoase, chiar discontinuități în rețeaua generală de lagare la pămînt. În acest caz este necesar să se execute un control minuțios al legăturilor și al continuității electrice în rețeaua generală de protecție.

CZ. 622.1:526

Transmiterea sistemului de referință în subteran printr-un singur puț, cu racordare prin aliniere *

Ing. E. DOMIDE

A. Generalități

La transmiterea sistemului de referință în subteran printr-un singur puț, cu ajutorul firelor cu plumb, unul dintre procedeele de racordare des folosit este acela al triunghiului de racordare.

Transmiterea sistemului de referință (coordonate și orientări) de pe latura $R-K$ de la zi, la latura U-V din subteran, se realizează — după cum se știe — prin următoarele operații:

Proiectarea punctelor F_1, F_2, de la suprafață în subteran cu ajutorul firelor cu plumb.

Racordarea dintre planul determinat de fire cu sistemul de referință de la zi prin triunghiul KF_1F_2 și cu rețeaua poligonală din subteran prin triunghiul UF_1F_2.

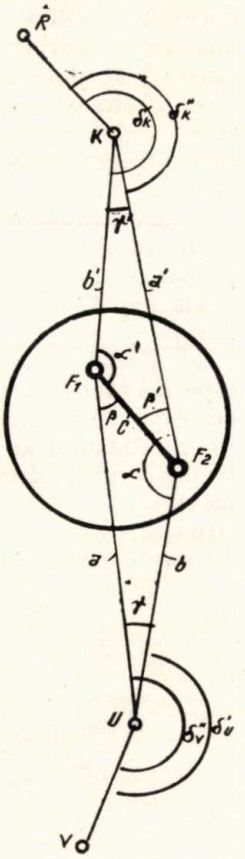


Fig. 1

Operația de trasmitere în totalitatea ei va fi afectată de următoarele erori:

a) *Eroarea de proiectare* a punctelor cu ajutorul firelor F_1 F_2, avînd ca efect transmiterea în subteran a azimutului F_1F_2 de la zi cu o eroare dată de relația:

$$m_{\theta_p} = \frac{e}{c}\rho \qquad (1)$$

în care e, este eroarea liniară medie de proiectare a punctului de la zi în subteran și c — distanța dintre fire.

b) *Eroarea de racordare, la suprafață*, constînd din

m_{δ_k} — eroarea de determinare a orientării laturei KF_1 respectiv KF_2 ca rezultat al erorii de care este afectat unghiul δ_k' resp. δ_k'';

m_α' — eroarea de determinare a unghiului α' din rezolvarea triunghiului de racordare la zi, KF_1F_2;

$$m_\alpha' = \sqrt{(\rho'')^2 \operatorname{tg}^2\alpha' \left[\frac{m_{a'}^2}{a'^2} + \frac{m_c^2}{c^2} - \left(\frac{m_\gamma''}{\rho''}\right)^2\right] + \frac{a'^2}{c^2\cos^2\alpha'}\, m_\gamma^2} \qquad (2)$$

c) *Eroarea de racordare, în subteran*, compusă din:

m_α — eroarea de determinare a unghiului α din rezolvarea triunghiului de racordare în subteran UF_1F_2, a cărei valoare e dată de aceeași relație (2);

m_{δ_u} — eroarea de determinare a azimutului laturii U-V din subteran, din latura F_2U resp. F_1U (eroarea unghiurilor δ_u' resp. δ_u'').

Eroarea totală cu care se transmite azimutul de la zi la latura din subteran va fi:

$$m_{\theta_{uv}} = \sqrt{m_{\theta_p}^2 + m_{\delta_k}^2 + m_{\alpha'}^2 + m_\alpha^2 + m_{\delta_u}^2}. \qquad (I)$$

B. Racordarea prin aliniere

Se demonstrează — în literatura de specialitate — că eroarea de determinare a unghiului α prin rezolvarea triunghiului de racordare scade pe măsură ce unghiul α se apropie de valoarea $\alpha = 180$ (resp. $\beta = 0$).

La limită ($\alpha = 180$; $\beta = 0$) punctele K, F_1, F_2, U devin coliniare. Operația de racordare se reduce, în acest caz, la determinarea punctelor K și U pe aliniamentul determinat de planul firelor F_1 F_2 și măsurarea unghiurilor în punctul K și U pentru legătura dintre aliniamentul F_1 F_2 cu latura RK resp. UV.

Operația se poate realiza în două moduri:

1. *Determinarea unui punct în aliniamentul* F_1 F_2 *sau alinierea punctului pe un aliniament dat.* Alinierea făcîndu-se cu o eroare transversală $\pm\ \varepsilon$ (fig. 2, a), latura F_1U va fi inlocuită cu latura F_1U', ceea ce va da o eroare unghiulară de aliniere în valoare de:

$$m_\varepsilon = \pm\frac{\varepsilon}{L}\rho. \qquad (3a)$$

* Se supune discuției.

2) *Aducerea firelor F_1F_2 în aliniamentul determinat de două puncte K, L de azimut cunoscut.* Operația este practic posibilă numai la suprafață (aproape de punctele de fixare a firelor) și

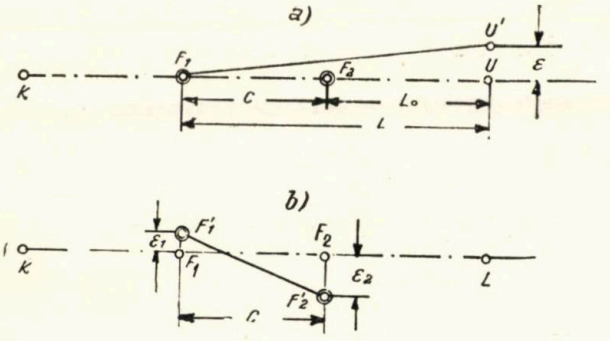


Fig. 2 (a, b)

se numește *alinierea forțată a firelor pe un aliniament dat.*

Și în acest caz, alinierea se face cu erorile transversale ε_1 și ε_2 (fig. 2, *b*).

Aliniamentul firelor $\theta_{F_1F_2}$ va fi abătut din aliniamentul dat θ_{KL}, cu valoarea unghiulară:

$$m_{\theta_a} = \pm \frac{\varepsilon\sqrt{2}}{c}\rho'' \qquad (3b)$$

în care ε este eroarea transversală medie.

Eroarea totală de transmitere în cazul alinierii forțate a firelor la zi și alinierea punctului V în subteran pe punctele proiectate F_1F_2 va fi:

$$m_{\theta_{uv}} = \sqrt{m^2_{\theta_p} + m^2_{\delta_k} + m^2_{\theta_a} + m^2_{\varepsilon} + m^2_{\delta_u}}. \qquad (II)$$

Comparînd relațiile (I) cu (II), rezultă că în cazul racordării prin aliniere rămîn aceleași izvoare de erori ca și la racordarea cu triunghi, în afară de erorile $m_{\alpha'}$ și m_α, care se înlocuiesc cu erorile de aliniere m_{θ_a} și m_ε.

Se observă că în cazul racordării cu triunghi, m_α este funcție atît de erorile ce se comit la măsurarea unghiurilor și lungimilor (m_γ, m_a, m_c), cît și de conformarea triunghiului de racordare. La racordarea prin aliniere eroarea unghiulară de aliniere este funcție de eroarea transversală de aliniere ε și depărtarea punctului aliniat de fire (relația 3a), respectiv distanța dintre fire (relația 3b). Dacă în cazul alinierii forțate a firelor eroarea este funcție de distanța dintre fire, și care este limitată de dimensiunile puțului, la alinierea punctului pe fire (relația 3a) eroarea este independentă de distanța dintre fire, iar distanța L poate fi mărită în limite largi care să asigure o eroare unghiulară de aliniere, sensibil inferioară aceleia rezultată din rezolvarea triunghiului de racordare (m_α).

Prin aceasta, eroarea totală de transmitere va fi inferioară la racordarea prin aliniere față de racordarea prin triunghi.

Din punct de vedere al preciziei e recomandabil să se utilizeze modul de lucru de sub punctul 1.

Modul de lucru de sub pct. 2, este mai expeditiv în anumite condiții de lucru. Utilizarea unuia sau altuia se face în funcție de precizia ce se cere lucrării și timpul cît poate fi scos puțul din procesul de producție.

Desfășurarea lucrărilor în teren și preciziile realizate prin această metodă vor fi arătate în cele ce urmează pe un caz practic de transmitere.

C. Lucrările în teren la racordarea prin aliniere

1. Utilajul

Cu toate că procedeul de racordare prin aliniere e mai simplu, se ajunge la rezultat prin calcule simple, și este principial mai precis decît procedeul de racordare prin triunghi; racordarea prin aliniere a fost utilizată în mod restrîns în practică, din cauza dificultăților ivite în operația de aliniere, care cu aparatura obișnuită este greoaie și lipsită de precizie.

Pentru ca operația de aliniere să se poată face comod, în timp scurt și cu suficientă precizie, s-a simțit nevoia unui utilaj corespunzător, cu care să se poată efectua:

— Plasarea teodolitului (axul *z-z*) în aliniamentul determinat de firele cu plumb sau punctele proiectate în subteran cu ajutorul lor (F_1 și F_2).

— Aducerea firelor cu plumb F_1, F_2 într-un plan dat, respectiv alinierea forțată a firelor pe un aliniament dinainte stabilit.

În acest scop au fost concepute, trepiedul Anina și scripeții glisanți.

a) *Trepiedul Anina.* Se compune din coroana *c* pe a cărei față superioară este plasat discul *d*, ce se poate roti pe capul coroanei. Axul de rotație al discului se numește „axul de rotație al trepiedului". Discul se poate solidariza cu coroana cu ajutorul șurubului de presiune *s*. În această situație, discului i se poate imprima o mișcare de rotație fină cu ajutorul șurubului *m*. Fața

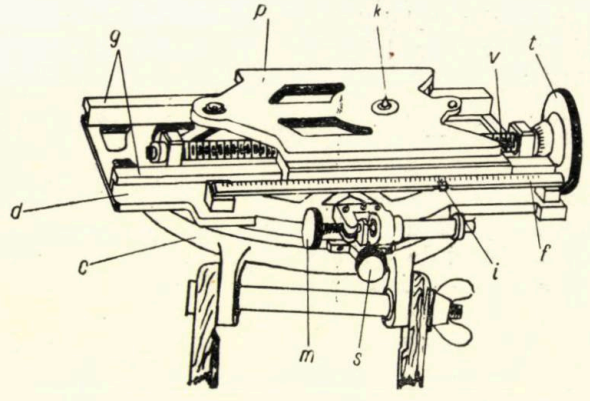


Fig. 3, a

superioară a discului e prevăzută cu două ghidaje *g* care conduc placa *p* numită *masa* sau *sania trepiedului.*

Pe masa trepiedului se plasează teodolitul, solidarizîndu-se printr-un şurub pompă, care se introduce prin orificiul *o* ce rămîne liber după ce ştiftul de centrare *k* a fost înlăturat.

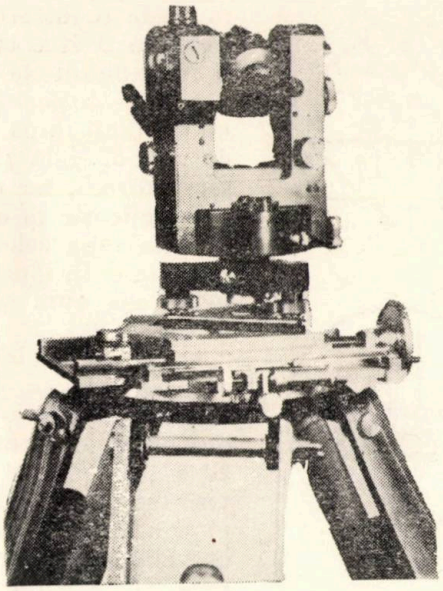


Fig. 3, b

Ştiftul *k* e plasat în planul vertical de simetrie al mesei şi se utilizează pentru centrarea trepiedului în anumite operaţii ce se execută cu trepiedul şi care depăşesc cadrul prezentului articol.

Mesei şi deci şi teodolitului plasat pe trepied i se poate imprima o mişcare de translaţie comandată de axul filetat *v* cu pasul de 1,0 mm. Poziţia mesei, în mişcarea sa de translaţie, se citeşte pînă la milimetru cu ajutorul indexului *i* solidar cu masa şi care se deplasează în faţa rigletei gradate *f*. Fracţiunile de milimetru — pînă la 0,01 mm — se citesc pe tamburul *t* a cărui periferie e divizată în 100 părţi.

Axa *z-z* a teodolitului instalat pe trepied va descrie prin mişcarea de translaţie a mesei un plan vertical, denumit planul de translaţie al trepiedului ($T-T$). Prin această mişcare axa *z-z* se poate aduce în planul vertical determinat de punctele F_1 F_2 cu alte cuvinte *teodolitul se aliniază* cu punctele F_1, F_2.

Pentru aşezarea orizontală a mesei (axul de rotaţie al trepiedului vertical) se foloseşte o libelă sferică, cu sensibilitatea de cca 10′/2 mm.

b) *Scripetul glisant.* Se compune dintr-o piesă de bază *1* pe care alunecă într-un ghidaj corespunzător corpul *2* pe care e fixat scripetele *3* şi piesa conducătoare *4* pentru firul cu plumb *5*. Cu ajutorul axului filetat *6* (pasul = 1,0 mm) susţinut de lagărul *10* solidar cu piesa de bază *1* şi manevrat cu roata de mînă *7*, corpului *2* şi deci şi firului cu plumb i se poate imprima o mişcare de translaţie de 80—100 mm. Corpul *2* se poate fixa într-o anumită poziţie prin strîngerea piuliţei *9*.

Scripetul se fixează în poziţie convenabilă pe o grindă de lemn cu tirfoane ce trec prin orifi-

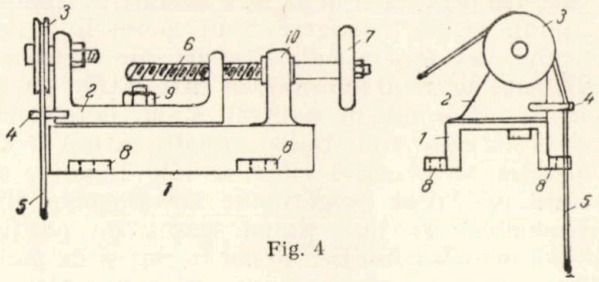


Fig. 4

ciile din urechile *8* ale piesei de bază. Prin translarea scripetului, firul cu plumb se poate aduce într-un aliniament dinainte stabilit deci se *aliniază forţat* pe acest aliniament.

2. Schema de transmitere

Întrucît prin procedeul de racordare cu aliniere forţată a firelor, la zi, şi alinierea pe punctele proiectate în subteran, durata operaţiilor se scurtează, se pot executa o serie de transmiteri succesive pentru a avea controlul operaţiilor.

În cazul ce prezentăm transmiterea orientării laturei *RK* de la zi (fig. 5) la latura *U-V* din subteran, s-a realizat prin trei operaţii succesive, aliniind forţat firele la suprafaţă pe aliniamentele *KL*, *KA* şi *KP* şi determinînd în subteran, punctele *T*, *O*, *M* pe aliniamentul firelor în cele trei poziţii.

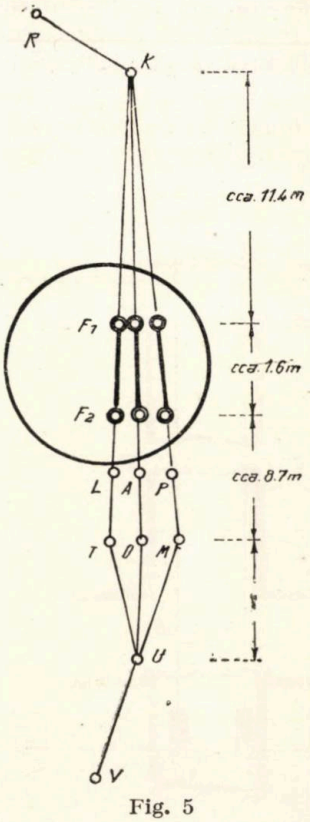


Fig. 5

Se obţin pentru azimutul laturii *U-V*, din subteran trei valori θ'_{uv}, θ''_{uv} şi θ'''_{uv} din care se deduce valoarea medie θ_{uv}.

3. Succesiunea operaţiilor

a) *Lucrări pregătitoare.* Pentru buna desfăşurare a lucrărilor de transmitere şi scurtarea timpului de lucru, au o deosebită importanţă lucrările pregătitoare (pregătirea şi dimensionarea materialului lemnos pentru podurile de lucru şi siguranţă la gura puţului şi la orizontul de transmitere, verificarea utilajului, organizarea echipelor, verificarea punctelor tari de la suprafaţă şi subteran etc.).

În cadrul schemei arătate mai sus, tot ca lucrări pregătitoare au fost considerate și operațiile de determinare a azimutelor θ_{KL}, θ_{KA} și θ_{KP}. În acest scop aceste aliniamente se materializează prin reperele *L. A. P* situate în spatele puțului. (Cuie topografice în peretele casei puțului, sau repere sudate pe grinzile metalice, existente în mod obișnuit la instalațiile de la puț). Staționînd în punctul *K* se determină azimutele celor trei aliniamente din latura *R-K*. Operația se execută cu 1—2 zile înainte, în cadrul lucrărilor pregătitoare iar alegerea aliniamentelor se face ținînd seama de poziția aleasă pentru coborîrea firelor în puț și de posibilitățile de translație a scripeților (cca. 80 — — 100 mm).

b) *Instalarea firelor*. La operația de transmitere, peste puț — la 1,8—2,0 m deasupra gurii, se așază o grindă care va susține cei doi scripeți glisanți și firele respective ce se vor coborî în puț. Poziția grinzii se alege astfel ca prin translația scripeților, firele F_1, F_2 să poată fi aduse în aliniamentele *KL*, *KA* și *KP*.

Pentru alinierea forțată a firelor se instalează în punctul *K* un teodolit cu care se vor viza succesiv reperele *L*, *A*, *P*, aducînd firele în planul de viză al teodolitului prin manevrarea scripeților.

c) *Instalațiile din subteran*. La orizontul de proiectare se instalează podurile de lucru, siguranță și schela pentru plasarea dispozitivelor de proiectare.

Față de dispozitivele obișnuite de proiectare, la cele utilizate de noi s-au adus unele îmbunătățiri în sensul că oscilațiile firului se pot observa în două azimute perpendiculare între ele, din aceiași poziție a planului de viză a teodolitului.

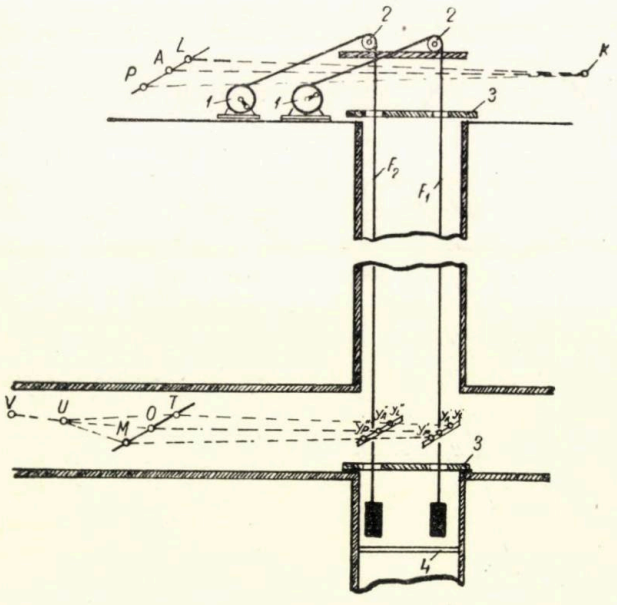
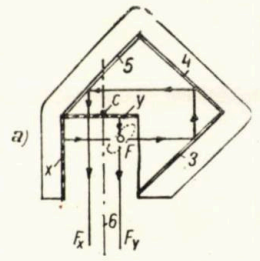


Fig. 6

Principial dispozitivul constă din două rigle gradate *y* și *x* perpendiculare între ele. Rigla *x* este plasată la un nivel superior riglei *y*. La același nivel cu rigla *x* se află un sistem de oglinzi *3, 4, 5* care închid între ele unghiuri drepte. Oglinda *3* face cu rigla *x* un unghiu de 45°.



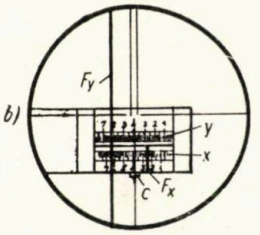


Fig. 7

Vizînd dispozitivul cu un teodolit după planul de viză *6*, rigla *y* se observă direct, iar rigla *x* prin reflecție în oglinda *5*. Imaginile celor două rigle apar în cîmpul lunetei așa cum se vede în fig. 7, *b*.

Oscilația firului *F* — care se face în general după o elipsă — apare descompusă într-o oscilație perpendiculară pe viză (se observă pe rigla *y*) și o oscilație paralelă la viză (se observă pe rigla *x*). Poziția firului în repaus (în poziția de echilibru) va fi determinată de proiecțiile sale pe cele două rigle. Poziția dispozitivului față de planul de viză este determinată de diviziunile citite la firul reticular vertical pe cele două rigle.

În figură:

Poziția firului $F_y = 62$ $F_x = 25$.
Poziția dispozitivului $y_0 = 39$ $x_0 = 38$.

Prin rotire, dispozitivul de proiectare se poate aduce cu rigla *y* perpendiculară pe viză (rigla *x* paralelă la viză) cu o precizie de cca. $\pm 03'$.

La distanța de 10—15 m de fire — funcție de posibilitățile din teren, se instalează trepiedul Anina cu axul de rotație aproximativ pe aliniamentul *KA* și planul de translație perpendicular pe acest aliniament. Se aliniază trepiedul pe aliniamentul reperelor *c* ale dispozitivelor de proiectare și se aduc dispozitivele cu riglele *y* perpendiculare pe acest aliniament (deci e perpendicular pe viză).

Se citește poziția teodolitului pe trepied (poziția mesei trepiedului) *t*°.

Se citește poziția dispozitivelor:

y'_0, x'_0 (pentru dispozitivul firului *1*);

y''_0, x''_0 (pentru dispozitivul firului *2*).

Cu aceasta instalațiile în subteran sînt terminate și se poate trece la operația de proiectare a punctelor F_1 și F_2.

d) *Proiectarea punctelor*. Firele fiind aduse în aliniamentul *KA* (de la zi) se lasă să oscileze libere, citind pozițiile extreme pe cele două rigle. Din media pozițiilor extreme se obține poziția de echilibru a firului în proiecție pe cele două rigle.

Poziția firului 1 : x'_A, y'_A.

Poziția firului 2 : x''_A, y''_A.

Poziția teodolitului pe trepied : t^0_A.

Prin manevrarea scripeților se aduc firele în aliniamentul KL și se observă în subteran oscilațiile firelor, se obține :

Poziția firului 1 : x'_L, y'_L.

Păziția firului 2 : x''_L, y''_L.

Poziția teodolitului pe trepied : t^0_L.

Se face aceeași operație cu firele în aliniamentul KP și se obțin valorile :

$$x'_P, y'_P ; \; x''_P, y''_P ; \; t^0_P.$$

Poziția teodolitului poate rămîne neschimbată la toate operațiile de proiectare, deci $t^0_A = t^0_L = t^0_P$, în cazul cînd proiectarea se face succesiv pentru

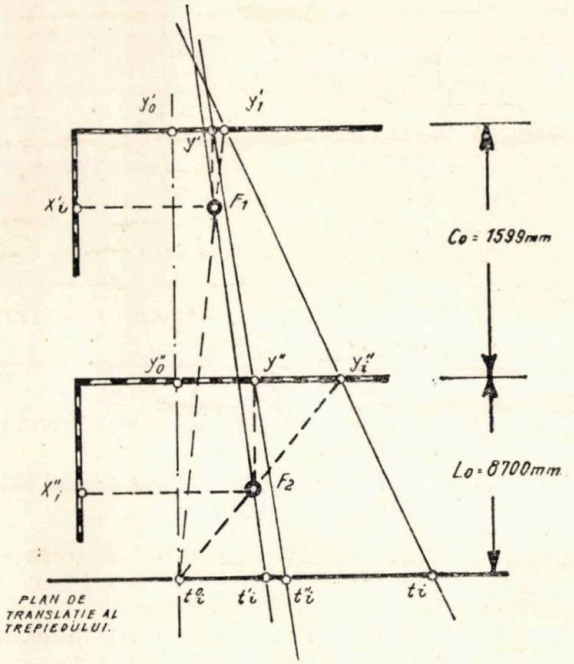


Fig. 8

cele trei aliniamente, sau diferită în cazul cînd după fiecare proiectare se face și alinierea teodolitului pe aliniamentul determinat iar proiectarea pe aliniamentul următor se face din această poziție.

e) *Alinierea în subteran.* Prin translarea mesei trepiedului se aduce teodolitul în aliniamentul determinat de proiecțiile firelor pe riglele y în cele trei poziții. Cu alte cuvinte vom aduce teodolitul în poziția în care la firul reticular vertical vom citi pe riglele y valorile :

y'_A, y''_A pentru aliniamentul KA

y'_L, y''_L pentru aliniamentul KL etc.

Pentru fiecare aliniament operația se face de trei ori. Din media acestor valori obținem pozițiile de aliniere ale mesei deci și a teodolitului) pentru cele trei aliniamente :

$$t_L \quad t_A \quad t_P$$

în care axul z-z al teodolitului se găsește în punctele aliniate

$$T, \; O, \; M$$

Din cele trei poziții de aliniere se măsoară unghiurile :

$y'_L - T - U$; $y'_A - O - U$ și $y'_P - M - U$.

În punctul U se măsoară unghiurile :

$T - U - V$; $O - U - V$ și $M - U - V$.

Pentru măsurarea acestor unghiuri punctele T, O, M trebuie să fie semnalizate. Aceasta se poate face prin materializarea punctelor cu cuie topografice la tavanul galeriei. Întrucît materializarea acestor puncte se face cu erori, procedeul e folosit numai cînd latura T-U e mai lungă de 70 m. În acest caz o excentricitate a semnalelor din punctele T, O, M, de 1 mm dă o eroare unghiulară sub 03″.

Pentru distanțe mai mici semnalizarea se face prin înlocuirea teodolitului cu semnale speciale pentru centrare forțată care se aduc în punctele de aliniere T, O, M, prin translarea mesei trepiedului în pozițiile t_L, t_A și t_P. Dacă teodolitul nu are echipament pentru centrare forțată, se poate folosi însăși teodolitul de aliniere ca semnal, vizînd la stiftul de centrare al acestuia cu un alt teodolit instalat în punctul U.

Pentru orientarea latrurei U-V se obțin trei valori :

$$\theta'_{UV} = \theta_{KL} + \sphericalangle y'_L TU + \sphericalangle TUV \pm k \cdot 180°$$

$$\theta''_{UV} = \theta_{KA} + \sphericalangle y'_A OU + \sphericalangle OUV \pm k \cdot 180°$$

$$\theta'''_{UV} = \theta_{KP} + \sphericalangle y'_P MU + \sphericalangle MUV \pm k \cdot 180°$$

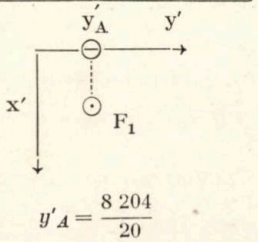
din care va rezulta valoarea medie θ_{uv} precum și mărimea erorii de care e afectată această medie.

4. Datele obținute

a) *Determinarea poziției de echilibru a firelor.* Poziția de echilibru s-a obținut ca medie a trei determinări fiecare fiind rezultatul observării a minimum 10 oscilații.

În tablela 1 sînt date ca exemplu valorile obținute la una din determinări pentru firul *1* pe aliniamentul KA rigla y.

Tabela 1

Nr. crt.	Observații pe riglă y' (10^{-1} mm)			Observații
	Stînga	Dreapta	Suma	
1	2	3	4	5
1	333	487	820	
2	330	489	819	
3	332	490	822	
4	332	491	823	
5	331	490	821	
6	331	489	820	
7	328	490	818	
8	331	490	821	
9	330	489	819	
10	328	493	821	
	Suma = 8 204			$y'_A = \frac{8\,204}{20}$
				y'_A=41,02 mm

Proiecția pozițiilor de echilibru a celor două fire pe cele trei aliniamente sînt date în tabela 2.

Eroarea medie a valorilor din tabela 2 (medie a trei determinări) este cuprinsă între $\pm 0{,}05$ mm și $\pm 0{,}10$ mm ($e \approx \pm 0{,}07$ mm).

Eroarea unei singure determinări (de felul celei arătată în tabela 1) este cuprinsă între $\pm 0{,}1$ mm și 0,25 mm.

Eroarea medie de observație, a unei singure oscilații (dreapta-stînga) este de $\pm 0{,}7$ mm.

ce s-ar obține dacă alinierea s-ar face pe proiecțiile ortogonale y', y''.

Valoarea abaterilor de paralaxă este dată de relațiile :

$$a'_i = y'_i - y' = \frac{y'_0 - y'_i}{L_0 + C_0} x'_i ; \qquad (4a)$$

$$a''_i = y''_i - y'' = \frac{y''_0 - y'_i}{L_0} x''_i ; \qquad (4b)$$

Tabela 2

Date de proiectare și aliniere în subteran

Aliniament	i	Proiecții pe rigle, mm						Proiecții corectate				C_{x_i}	C_{y_i}	Corecția azimut	Poziția mesei trepiedului		Observații
		Firul 1			Firul 2			Firul 1		Firul 2					Observarea oscilații	Aliniere	
		y'_i	x'_i	y'_0	y''_i	x''_i	y''_0	a'_i mm	y'_i mm	a''_i mm	y''_i mm			$\Delta\theta$	t_i^0	t_i	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
$K-L$	L	58,91	20,00	25,00	64,04	15,20	24,70	−0,07	58,84	−0,07	63,97	1594,20	5,43	2″,1	85,52	41,94	
$K-A$	A	41,17	23,20	67,00	43,85	18,10	66,50	+0,06	41,23	+0,05	43,90	1593,90	3,08	1″,3	41,94	75,56	Distanța între riglele y', y'' $C_0 = 1599$ mm
$K-P$	P	24,43	26,80	30,50	24,73	21,40	30,10	+0,02	24,45	+0,01	24,74	1593,60	0,70	0″,3	75,56	107,91	

Eroarea unghiulară medie de proiectare a punctelor, conform relației (1) și cu valorile de mai sus va fi : $m_{\theta_p} = \frac{e\sqrt{2}}{c}\rho'' = \frac{0{,}07\sqrt{2}}{1\,600}\rho'' \approx 12''$*).

Poziția teodolitului pe trepied în timpul observației firelor e dată în tabela 2 col. 16. Valorile interceptate pe riglele y de viza de observație a oscilațiilor e dată în aceeași tabelă în coloanele 5 și 8.

b) *Alinierea în subteran.* Determinarea punctelor T, O, M, s-a făcut prin alinierea teodolitului pe valorile y'_i, y''_i din tabela 2.

Poziția mesei trepiedului în cele trei poziții de aliniere este dată în tabela 2 col. 17.

E de remarcat că valorile proiecțiilor pe riglele y nu sînt proiecțiile ortogonale riguroase ale firului pe riglă deoarece în general firul oscilează lateral față de planul de viză al teodolitului (fig. 8).

Teodolitul avînd poziția t_i^0 cu planul de viză perpendicular pe riglele y interceptînd pe acestea diviziunile y'_0 și y''_0, la observarea firului apare o eroare de paralaxă datorită căreia proiecția firelor F_1 și F_2 nu se face ortogonal pe rigle și în loc de proiecțiile y', y'' citim valorile y'_i și y''_i. Din această cauză aliniind pe valorile y'_i și y''_i obținem pentru teodolit poziția t_i în loc de t''_i

$$\Delta_t = t_i - t''_i = \frac{a''_i - a'_i}{C_0}(L_0 + C_0). \qquad (4c)$$

Valoarea abaterilor de paralaxă, este dată în tabela 2 col. 9 și 11.

Eroarea de aliniere Δ_t cu aceste valori este conform relației (4c) maxim 0,06 mm.

Din cele de mai sus rezultă că în condițiile în care s-a lucrat eroarea de paralaxă, poate fi neglijată.

De asemenea este de remarcat că în cazul cînd x'_i e mult diferit de x''_i (firele sînt la distanțe mult diferite de riglele y), între aliniamentul determinat de firele presupuse în repaus F_1, F_2 și aliniamentul determinat de proiecțiile pe riglele y'_i și y''_i, apare o diferență unghiulară în valoare de :

$$\Delta_\theta = \rho'' \left[\frac{C_{y_i}}{C_{x_i}} - \frac{C_{y_i}}{C_0} \right] \qquad (5)$$

în care

$$C_{x_i} = C_0 + (x''_i - x'_i)$$

$$C_{y_i} = (y''_i - y''_0) - (y'_i - y'_0).$$

Mărimea acestei diferențe pe cele trei aliniamente fiind cuprinsă între 0″,3 și 2″,1 (tabela 2 col. 15) este practic neglijabilă.

Din cele de mai sus rezultă că urmărind la instalarea dispozitivelor de proiectare ca firele să fie la distanțe aproximativ egale de riglele y, diferența unghiulară dată de relația (5) este de ordinul de mărime al erorilor de măsurare a un-

*) Față de relația (1) apare în relația de mai sus factorul $\sqrt{2}$ deoarece în relația (1) e reprezintă eroarea liniară deci, orinetată după orice azimut, iar în relația de mai sus reprezintă eroarea transversală pe aliniamentul firelor (eroarea proiecției pe riglele y).

ghiurilor cu un teodolit de 01″ și observațiile nu trebuie corectate.

Poziția de aliniere a teodolitului (tabela 2 col. 17) este afectată de erori cuprinse între 0,05 —0,1 mm, ceea ce are ca efect o eroare a azimutului aliniamentului conform relației (3a) și fig. 8 în valoare de:

$$m_\varepsilon = \frac{3}{L_0 + C_0}\rho'' = \frac{0{,}1}{10\,300}\rho'' \approx \pm 02''$$

Aducerea în aliniament a firelor cu ajutorul scripeților se face cu o eroare de 0,05—0,1 mm din care rezultă o eroare medie a azimutului firelor de:

$$m_{\theta_a} = \frac{\varepsilon\sqrt{2}}{C}\rho = \frac{0{,}07\sqrt{2}}{1\,600}\rho'' \approx \pm 12''.$$

c) *Măsurarea unghiurilor.* Valorile obținute pentru unghiuri sînt date în tabela 3. Azimutul laturei RK a fost luat convențional $\theta_{RK} = 180°$.

Tabela 3

La suprafață				În subteran			
Unghiul	Valoare			Unghiul	Valoare		
	°	′	″		°	′	″
$R-K-L$	309	31	02	y'_L-T-U	180	23	48
$R-K-A$	309	25	54	y'_A-O-U	180	30	51
$R-K-P$	309	20	46	y'_P-M-U	180	36	56
				$T-U-V$	179	44	31
Azimutul RK luat convențional: $\theta_{R_k} = 180°$				$O-U-V$	179	43	12
				$M-U-V$	179	42	03

Eroarea medie a unghiurilor măsurate este de $m_{\delta_u} = m_{\delta_k} = \pm 03''$.

d) *Azimutul laturii $U-V$ din subteran.* Cu valorile din tabela 3 se obțin trei valori pentru azimutul laturii $U-V$ corespunzătoare determinării pe cele trei aliniamente.

Tabela 4

Determinarea	θ_{uv}			V	VV	Observații
	°	′	″			
I	309	39	21	−20	400	Traseul: $K-T-U-V$
II	309	39	57	+16	256	$K-O-U-V$
III	309	39	45	+ 4	16	$K-M-U-V$
Media	309	39	41	0 [V]	672 [VV]	

Eroarea mediei:

$$m_{\theta_{uv}} = \sqrt{\frac{[VV]}{n(n-1)}} = \sqrt{\frac{672}{3\cdot 2}} = \pm 10''{,}6$$

Eroarea medie a unei determinări:

$$\mu_{\theta_{uv}} = \sqrt{\frac{[VV]}{n-1}} = \sqrt{\frac{672}{2}} = \pm 18''{,}3.$$

Eroarea provine din însumarea erorilor ce se comit la operațiile parțiale (măsurarea unghiurilor, proiectare, aliniere la zi și în subteran) conform relației (II).

Luînd în considerare erorile medii arătate anterior la fiecare operație în parte, eroarea de transmitere pentru o singură determinare are aproximativ următoarea componență:

$$m_{\theta_{uv}} = \sqrt{m^2_{\theta_p} + m^2_{\delta_k} + m^2_{\theta_a} + m^2_\varepsilon + m^2_{\delta_u}}$$

$$= \sqrt{12^2 + 3^2 + 12^2 + 2^2 + 3^2}$$

$$m_{\theta_{uv}} = \pm 17''{,}6.$$

e) *Controlul operațiilor parțiale.* Compararea azimutelor finale ne dă indicații asupra calității transmiterii în ansamblul ei, așa cum s-a arătat la punctul d).

O analiză a datelor de teren ne dă posibilitate de control și asupra operațiilor separate (proiectare, aliniere).

Astfel dacă se compară unghiurile măsurate la zi între aliniamente:

$$\beta_{LA} = \theta_{KL} - \theta_{KA} \text{ și } \beta_{AP} = \theta_{KA} - \theta_{KP}$$

cu cele calculate în subteran din proiectarea firelor pe rigle

$$\beta'_{LA} = \frac{(y''_L - y''_A) - (y'_L - y'_A)}{C_0}\rho'' \text{ și}$$

$$\beta'_{AP} = \frac{(y''_A - y''_P) - (y'_A - y'_P)}{C_0}\rho'' \qquad (6)$$

diferențele ne dau indicații asupra calității alinierii la zi și proiectării în subteran. În cazul practic prezentat

$\beta_{LA} = 05'08''$	$\beta_{AP} = 05'08''$
$\beta'_{LA} = 05'15'',8$	$\beta'_{AP} = 05'06'',8$
Dif. $= +0{,}7'',8$	Dif. $= -01'',2$

De asemenea, se compară pozițiile de aliniere citite la trepied

$$\Delta_{LA} = t_A - t_L \text{ și } \Delta_{AP} = t_P - t_A$$

cu valorile calculate din proiecțiile pe rigle cu ajutorul relațiilor:

$$\Delta'_{LA} = (y'_L - y'_A) + \frac{(y''_L - y''_A) - (y'_L - y'_A)}{C_0}(L_0 + C_0)$$

$$\Delta'_{AP} = (y'_A - y'_P) + \frac{(y''_A - y''_P) - (y'_A - y'_P)}{C_0}(L_0 + C_0).$$

Diferențele ne dau indicații asupra eventualelor greșeli comise la alinierea punctelor T, O, M.

Cu datele din tabela 2 se obțin următoarele valori

$$\Delta_{LA} = 75{,}56 - 41{,}94 = 33{,}62$$

$$\Delta'_{LA} = (58{,}91 - 41{,}17) + \\ + \frac{(64{,}04-43{,}85)-(58{,}91-41{,}17)}{1600}(8\,700+1\,600) = 33{,}51$$

$\Delta_{LA} = 33{,}62$	$\Delta_{AP} = 32{,}15$
$\Delta'_{LA} = 33{,}51$	$\Delta'_{AP} = 32{,}06$
Dif. $= +0{,}11$	Dif. $= +0{,}09$

Distanța între fire măsurată la zi se compară cu distanța între fire în subteran calculată din relația :

$$(S_{F_1F_2})_i = C_{x_i} + \frac{C^2_{y_i}}{2\,C_{x_i}}.$$

Semnificația simbolurilor este aceeași ca în relația (5).

Pentru aliniamentul KP spre exemplu se obține :

la suprafață :

$$(S_{F_1F_2})_p = 1593{,}5 \text{ (măsurată)}$$

în subteran :

$$(S_{F_1F_2})_p = C_{x_p} + \frac{C^2_{yp}}{2\,C_{x_p}} = 1593{,}6 + \\ + \frac{(0{,}7)^2}{2 \times 1593{,}6} = 1593{,}6 \text{ mm}.$$

Diferențele, de mai sus, sînt cuprinse în limitele erorilor de măsurători ceea ce era de așteptat din compararea azimutelor finale (punctul d).

Cu ajutorul relațiilor arătate mai sus se pot depista greșelile care se sesizează prin diferențe ce depășesc valorile normale între cele trei determinări.

f) *Durata operațiilor și compunerea echipelor.* Succesiunea operațiilor, durata lor și compunerea echipelor este indicată în planograma de mai jos.

Planograma

TRANSMITERII CU ALINIERE FORȚATĂ LA ZI ȘI RACORDARE PRIN ALINIERE ÎN SUBTERAN

Nr Crt.	Denumirea operațiilor	Ore 1	2	3	4	5	6	7	8
1	LUCRĂRI PREGĂTITOARE	SE EXECUTĂ CU 1-2 ZILE ÎNAINTE							
2	COBORÎREA ECHIPELOR ȘI UTILAJULUI LA ORIZ PROIECTARE								
3	FIXAREA COLIVIILOR. MONTARE PODURI LA ZI.								
4	INSTALAREA SCRIPEȚILOR ȘI BOBINELOR LA ZI.								
5	CONSTRUCȚIA PODURILOR ÎN SUBTERAN								
6	COBORÎREA FIRELOR								
7	INSTALAREA DISP. DE PROIECTARE. LESTAREA FIRELOR								
8	INSTALAREA TREPIEDULUI ANINA. ALINIERE LA RIGLE.								
9	ALINIEREA FORȚATĂ A FIRELOR LA ZI PE ALIN. KA								
10	I D E M KL								
11	I D E M KP								
12	OBSERVARE FIRE, ALINIERE ȘI CITIRE UNGHIURI PE AL. KA								
13	I D E M KL								
14	I D E M KP								
15	DEMONTAREA INSTALAȚIILOR DIN PUT								
16	CITIRI UNGHIURI STAȚIA „U"								

Compunerea echipelor

Echipa	OPERATORI TOPOGRAFI	FIGURANȚI	MINERI DE PUȚ	Total	UTILAJE PRINCIPALE
SUPRAFAȚĂ	1	2	2	5	TEODOLIT 30", PANGLICĂ 50m PANGLICĂ 10m, SCRIPEȚI, BOBINE
SUBTERAN	2	3	2	7	2 TEODOLITE 01" TREPIED ANINA, DISP. PROIECTARE, PANGLICI.
Total	3	5	4	12	

Personal auxiliar:
- 2 CUPLĂTORI LA PUȚ
- 1 MECANIC MAȘINA DE EXTR.

D. Concluzii

Din analiza erorilor pe operații parțiale și rezultatele practice obținute, se poate trage concluzia că metoda de transmitere cu racordare prin aliniere este superioară ca precizie racordării cu triunghi.

Dacă se face calculul erorii de determinare a unghiului α din rezolvarea triunghiului de racordare $F_1\,F_2\,U$ din subteran cu dimensiunile apropiate de acelea realizate la transmiterea prin aliniere ($c = 1\,600$ mm; $a = 10\,3000$ mm; $\gamma = 16'30''$; $m_c = \pm 1{,}0$ mm; $m_a = \pm 1{,}0$ mm; $m_\gamma = \pm 03''$) se obține cu ajutorul relației (3) valoarea $m_\alpha = \pm 32''$.

Deci numai eroarea de racordare la un triunghi este aproape de două ori mai mare decît eroarea medie totală a unei transmiteri prin metoda alinierii.

Luînd pentru erorile parțiale similare, aceleași valori ca și pentru transmiterea prin aliniere eroarea totală de transmitere evaluată cu relația (I) va fi :

$$m_{\theta_{uv}} = \pm 46''.$$

Față de eroarea mediei azimutului obținut prin cele trei determinări prin aliniere, eroarea de trasnmitere prin triunghi este deci de cca. patru ori mai mare.

Operația de transmitere este mai simplă și adaptabilă la distanțe mici între fire, iar calcu-

lele de transmitere se reduc aproape la acelea obișnuite unui poligon, întrucît așa cum s-a arătat mai sus, erorile de paralaxă la proiectare și de aliniere sînt practic neglijabile și datele de teren nu necesită în general corectări.

Printr-o pregătire corespunzătoare a operațiilor, durata lor se scurtează și prin aceasta operațiile se pot repeta rezultînd trei determinări, echivalînd cu trei transmiteri distincte, durata totală a operațiilor fiind de cca. un schimb (8 ore).

Cu datele obținute în teren, numeroase și legate între ele prin relații simple, se poate face controlul și aprecierea calității transmiterii în ansamblul ei cît și pe operații parțiale.

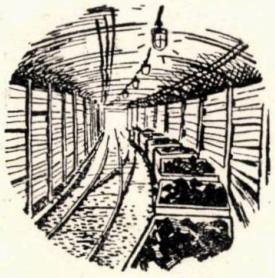
Se pot depista greșelile comise, eliminînd determinările necorespunzătoare sau corectîndu-le cu ajutorul celorlalte mărimi măsurate, de care sînt legate prin relații matematice. Prin aceasta se reduce posibilitatea de a fi compromisă întreaga operație de transmitere datorită unor greșeli sau erori inadmisibile, la unele din operațiile parțiale.

Utilajele nu sînt complicate și ca atare nu sînt dificultăți în confecționarea sau procurarea lor.

Parte din ele (scripeți glisanți, dispozitivele de proiectare) se pot construi în atelierele întreprinderilor miniere. În ce privește trepiedul Anina, tehnologia de fabricație a lui a fost stabilită de uzinele „21 Decembrie" din București care a și construit un prim lot de trepiede cu care au fost înzestrate o parte din unitățile miniere din țară.

Avînd în vedere avantajele pe care le prezintă metoda din punct de vedere al preciziei și simplității operațiilor și existența posibilităților de inzestrare a unităților cu utilajul specific, recomandăm utilizarea metodei cu precădere față de metoda racordării cu triunghi sau patrulater.

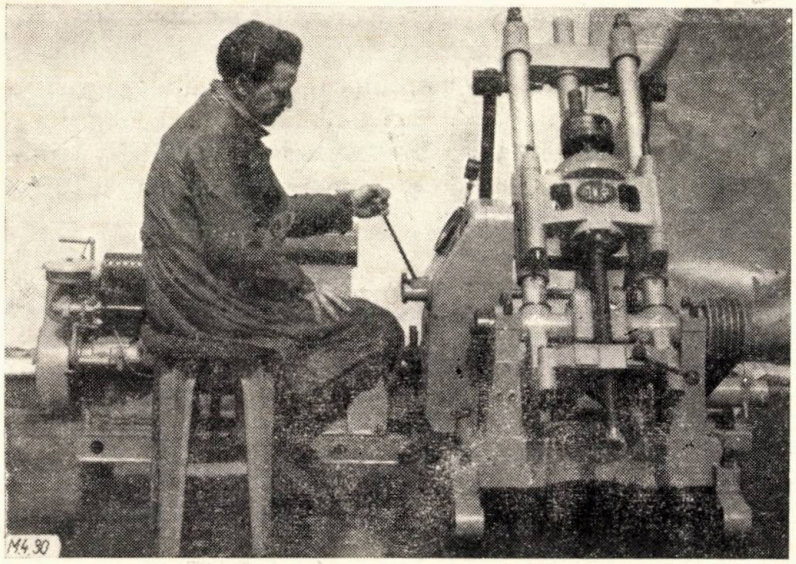
Prin extinderea acestei metode, în practica topografiei miniere se vor aduce desigur îmbunătățiri de către cei ce o vor aplica. Se intrevăd astfel însemnate posibilități de îmbunătățire a actualelor metode de proiectare cu greutăți variabile prin utilizarea trepiedului Anina, domeniu în care au fost concepute unele scheme, care urmează a fi experimentate.



CZ. 622.24.08 : 622.24.05

Sondeza BSK-3 pentru foraj în roci dure și foarte dure

Ing. MIRCEA LEONTE



Efectuarea sondajelor prin roci dure și foarte dure (andezite, granite etc.) în locuri greu accesibile și izolate, necesită un utilaj cu o înaltă productivitate, durabil și ușor.

Constructorii Biroului Central de Construcții al Ministerului Geologiei și Protecției Subsolului din U.R.S.S. au trecut la omologarea unei sondeze din seria BSK, și anume BSK-3, după experimentarea acesteia în condițiile arătate.

Sondeza este construită din elemente sudate (circa 60%), ce îndeplinesc două funcții principale: — rezervoare pentru uleiul sistemului hidraulic; — traverse.

O deosebită atenție s-a acordat și cerințelor impuse de un nivel ridicat al muncii de forare.

Date tehnice

— Denumirea: sondeză pe coloane.
— Manipularea: hidraulică.
— Adîncimea de forare: 100 m.
— Diametrul carotierii:
a) carotieră cu aliaje dure — 76,59 mm;
b) carotieră cu diamante — 59,46 mm.
— Diametrul țevii de foraj: 33,5 mm.
— Lungimea tijei: 3,5—4,5 m.
— Unghiul de forare: 0—90°.
— Turația capului de acționare: 0—750 rot/min.
— Cursa cilindrului hidraulic pentru avans — 550 mm.
— Forța maximă de ridicare a coloanei instrument — 900 kg.
— Viteza de lansare a coloanei instrument — 0 — 0,3 m/s.
— Acționare — cu motor cu ardere internă sau motor electric.
— marca motorului cu ardere internă UD — 2,
— puterea motorului — 8 CP,
— turația motorului — 3 000 rot/min.
— Curățarea sondei se face cu apă cu ajutorul unei pompe la care q_{max} = = 50 l/min și P_{max} = 20 kg/cm².
— Sondeza se demontează în părți componente a căror greutate nu depășește 50 kg.
— Greutatea sondezei fără motor — 550 kg.

Viteza de forare:
Mecanică — 3,7 m/h
Tehnică — 1,45 m/h.

Dimensiunile de gabarit ale sondezei:
— lungimea — 1 500 mm;
— înălțimea — 1 785 mm;
— lățimea:
a) fără motor — 750 mm;
b) cu motor — 2 255 mm.

Partea specială a sondezei este sistemul hidraulic care cuprinde:
a) cuplung hidraulic transformator (CHT);
b) cilindru hidraulic pentru ridicare și lansarea capului de acționare.
c) Tabloul de comandă cu sertărașe.

Cinematica

De la motorul UD—2 prin cuplaj de fricțiune, ax cardanic, cutie de viteze, CHT, transmisie prin curele trapezoidale, reductor cu roți dințate conice, ax triunghiular pentru culisare și reductor orizontal cu roți dințate cilindrice, se transmite mișcarea de rotație la capul de acționare.

Mișcarea de ridicare și lansare a capului de acționare este efectuată de cilindrul hidraulic, care se alimentează de la o pompă cu pinioane cu debit de 40 l/min.

Mișcarea de rotație cu ajutorul cutiei de viteze este transmisă atît la capul de acționare cît și la pompa cu pinioane, în două viteze.

Partea principală o deține cuplungul hidraulic transformator (CHT) care funcționează

ca reductor fără trepte. Între sarcina minimă şi nominală funcţionează cu regim de cuplung hidraulic, prin sporirea sarcinii la capul de acţionare peste sarcina nominală, CHT funcţionează în regim de hidrotransformator, adică cu turaţie redusă la ieşire.

Reglarea regimului de funcţionare a CHT este automată atît într-un sens cît şi intr-altul adică CH → HT → CH (HT — hidrotransformator).

Compacticitatea, durabilitatea, dimensiunile reduse, viteza de forare mare, face ca sondeza BSK-3 să fie folosită atît la lucrări de forare la zi, cu motor cu ardere internă pe benzină. precum şi la lucrări de forare în subteran cu motor electric.

Note

C.Z. 622.33.001.6

Tehnica nouă în minele de cărbuni

Totdeauna a fost pentru inginerii de mine o problemă şi un scop obţinerea de randamente cît mai mari cu o securitate a muncii cît mai mare. Astăzi această chestiune a căpătat o importanţă şi mai mare, iar în unele ţări cu o industrie carboniferă veche, o problemă vitală.

Pentru rezolvarea acestei probleme a jucat în ultimul timp un rol însemnat schimbul de experienţă între ţările cu o puternică industrie carboniferă şi cu un înalt grad de mecanizare, precum şi diferitele congrese internaţionale în care se discută experienţele tehnice obţinute în diferite ţări.

În cele ce urmează se vor arăta unele realizări tehnice pincipale în minele de cărbuni din unele ţări, cu o industrie dezvoltată carboniferă.

Explorarea şi cercetarea zăcămintelor. În acest scop s-au folosit forajele de adîncime completate totuşi prin diferite metode geofizice, ca cercetările seismice, gravimetrice, electrice şi magnetice.

La executarea programului de sondaje nu a fost nimic lăsat necercetat pentru ca să se obţină toate cunoştinţele de structura geologică a zăcămîntului, de proprietatea şi compoziţia cărbunelui. În sondajele mai importante a fost utilizat cunoscutul procedeul Schlumberger. Cu ajutorul lui se pot măsura anumite calităţi fizice, ca rezistenţa electrică şi conductibilitatea calorică ; afară de aceasta se pot trage concluzii asupra radioactivităţii stratelor. Din aceste valori, care sînt înregistrate în mod continuu, se pot deduce proprietăţile şi grosimea stratului de cărbune şi a stratelor de steril izolate. În afară de acestea sînt stabilite toate abaterile sondajelor de la verticală, înclinarea stratelor este notată şi dacă este nevoie se iau probe din pereţii sondajelor.

În masivele purătoare de apă, cu acest procedeu se pot calcula aproximativ cantităţile de apă ce s-ar putea întîlni la săparea puţului, astfel încît se poate stabili în ce măsură sînt necesare metodele speciale de săpare, ca metoda congelării sau cimentării.

Săparea puţurilor. Pentru a se putea construi exploatări noi, mari, trebuie depuse toate eforturile în accelerarea operaţiilor de săpare a puţurilor.

Pentru viteza săpării puţurilor trei puncte sînt hotărîtoare, şi anume : încărcarea materialului de pe talpa puţului, capacitatea transportului de la talpa puţului, precum şi felul şi modul de susţinere a puţului. O încărcare foarte bună a materialului se poate obţine prin introducerea procedeelor de încărcare mecanice, de exemplu : graiferele sau chiar maşini de încărcat (fig. 1). Din cercetările făcute cu ocazia săpării unui mare număr de puţuri s-a dovedit că încărcarea materialului prezintă 50% din timpul total pentru toate operaţiile de săpare. Aceleaşi cercetări au arătat că în condiţii asemănătoare încărcarea mecanică este de două ori mai rapidă ca încărcarea manuală. Valorile medii au fost pentru stratele cu cărbuni de 0,64, respectiv 0,9 m^3/min.

Pentru a se putea folosi din plin capacitatea mare de încărcare, trebuie ca şi capacitatea de transport să fie mărită corespunzător. La încărcarea mecanică a materialului, o maşină de extracţie cu o tobă ajunge

Fig. 1. Maşină de încărcat de pe talpa puţului.

pînă la adîncimea de 120 m. Cu maşini de extracţie cu două tobe se poate face faţă pînă la 500 m. Pentru adîncimi mai mari puţurile au fost echipate cu două maşini de extracţie cu cîte o tobă. Prin îmbunătăţiri s-a ajuns ca timpul de descărcare a chiblei să se micşoreze, conţinutul chiblei să se mărească şi viteza de transport să se ridice.

Cercetările efectuate au arătat că susţinerea puţului cere 30% din timpul total de lucru.

De asemenea, a contribuit la un randament mult mai mare la săparea puţurilor executarea susţinerii definitive în acelaşi timp cu celelalte operaţii, fără

întreruperea acestora — săpare în paralel. Această nouă metodă de lucru cere de obicei utilizarea unei instalații de săpare speciale, prevăzută adesea cu trei platforme pe care sînt montate toate utilajele necesare pentru încărcarea materialului, evacuarea apelor, demontarea susținerii provizorii și montarea sau betonarea susținerii definitive.

Introducerea susținerii cu ancore la susținerea provizorie a facilitat, de asemenea, posibilitatea de săpare în paralel a puțului adică introducerea susținerii definitive în același timp cu celelalte operații. În acest caz, susținerea provizorie este formată din plăci de oțel sau bare de oțel, în combinație cu o plasă din sîrmă de oțel. (fig. 2).

O dezvoltare remarcabilă reprezintă susținerea definitivă cu beton și a puțurilor săpate prin congelare.

Fig. 2. Susținerea provizorie cu ancore și susținerea definitivă cu beton.

Pînă în prezent pentru aceste puțuri se întrebuința aproape exclusiv susținerea cu cuvelaje din fontă, a căror construcție era costisitoare și montarea greoaie, iar pereții nefiind netezi, opuneau o rezistență mare la introducerea aerului în puț.

Cu aceste îmbunătățiri principale, precum și cu altele mai puțin importante s-a putut mări randamentul la săparea puțurilor, ajungîndu-se în multe cazuri la 100 m lunar.

Săparea galeriilor în steril. Pentru obținerea randamentelor maxime în săparea galeriilor pe lîngă descompunerea organizației diferitelor operații de săpare și studierea ciclogramelor, pentru utilizarea cît mai rațională a timpului, au fost introduse mașinile cele mai adecvate pentru săpare, ca mașini de forat prin percuție suportate de dispozitive de fixat puternice, mașini de forat montate pe cărucioare, mașini de forat rotative care au avantajul de a avea randamente mari la apăsări relativ mai mici, ceea ce ușurează utilizarea lor în legătură cu afete de forat complet automatizate.

Încărcarea mecanică a materialului a fost generalizată. Mașinile de încărcat utilizate se pot împărți în trei grupe principale: mașini de încărcat cu cupă, cu gheare și screpere.

Extragerea cărbunelui. Metoda de exploatare cea mai predominantă este exploatarea cu front lung, într-o măsură mult mai mică totuși și în anumite condiții de zăcămînt, se mai folosește exploatarea prin camere și stîlpi.

De asemenea, în ultimul timp a luat o dezvoltare mare exploatarea complet mecanizată, încît cel puțin o treime din producția actuală se exploatează astfel, restul prin detașarea mecanică a cărbunelui și încărcarea lui manuală.

În scopul mecanizării au fost introduse și încercate diferite combine, alegîndu-se cele mai corespunzătoare caracteristicilor zăcămîntului, felurilor și calităților cărbunelui, utilizării cărbunelui exploatat, precum și producerea cît mai redusă a prafului.

Au fost introduse și încercate combine de diferite construcții cu dispozitive de tăiere cu lanț, cu brațe orizontale sau verticale, completate pe capătul brațelor orizontale cu cilindri verticali prevăzuți cu dinți, cu discuri de diferite forme prevăzute cu dinți, cu sape cilindrice prevăzute cu dinți și diferite sisteme constructive de pluguri pentru cărbune (fig. 3). Aceste pluguri iau o dezvoltare din ce în ce mai mare deoarece domeniul lor de utilizare s-a extins și la cărbunii considerați pînă în prezent inapți pentru a fi detașați cu plugul, prin folosirea pentru

Fig. 3. Combina cu sapă circulară într-un abataj.

împingerea transportorului a împingătoarelor hidraulice, în locul împingătoarelor cu aer comprimat folosite pînă în prezent, împingătoare care asigură presiunea necesară plugurilor pentru detașarea cărbunelui.

Utilizarea tuturor acestor tipuri de combine a fost posibilă prin introducerea în abatajele frontale a transportorului cu raclete cu două lanțuri.

Susținerea în abataje. Dezvoltarea rapidă a combinelor, în special a celor cu viteză mai mare de avansare, și introducerea lor în exploatare a impus o schimbare în susținerea obișnuită a abatajului. La această schimbare a contribuit și răspîndirea mare a utilizării transportorului cu raclete cu lanț dublu, care în general trebuie mutat lîngă frontul de cărbune prin împingere, manevră posibilă numai dacă între el și front nu sînt stîlpi de susținere.

În vederea acestei dezvoltări, folosirea stîlpilor metalici rigizi a scăzut în mod continuu, pe cînd folosirea stîlpilor mecanici elastici, atît cei mecanici, cît și cei hidraulici a crescut continuu.

În exploatările complet mecanizate pentru a face față avansării mari a frontului de lucru cauzată de utilizarea combinelor moderne a fost necesară și o mecanizare a susținerii prin introducerea susținerii hidraulice autodeplasabile. Această mecanizare a fost posibilă numai cu ajutorul stîlpilor hidraulici. Acești stîlpi primesc lichidul de presiune din pompe care sînt plasate în galeriile de bază și cap ale abatajului prin ajutorul unor conducte montate în abataj. Presiunea inițială de așezare a stîlpilor este de 9 t. Stîlpii încep să cedeze la o presiune de 20 t.

În general, un dispozitiv de susținere mecanică constă din cadre pe care se montează doi sau trei stîlpi hidraulici, prevăzuți cu locașuri care poartă grinzile metalice de diferite profile pentru susținerea acoperișului. Aceste cadre se deplasează individual prin ajutorul unor cilindri hidraulici orizontali, cilindri montați pe aceste cadre. Grinzile sînt suficient de lungi pentru a proteja tavanul peste transpor-

torul din front şi în unele cazuri şi peste spaţiul dezvelit prin detaşarea cărbunelui de către combină. (Fig. 4).

Din cercetările făcute ulterior a rezultat că, cu tot preţul de procurare ridicat al susţinerii mecanice hidraulice, exploatarea este cea mai ieftină.

Rambleu. Deşi tendinţa în exploatările miniere este utilizarea cît mai întinsă a metodei de exploatare prin surpare, oriunde ea este posibilă, totuşi utiliza-

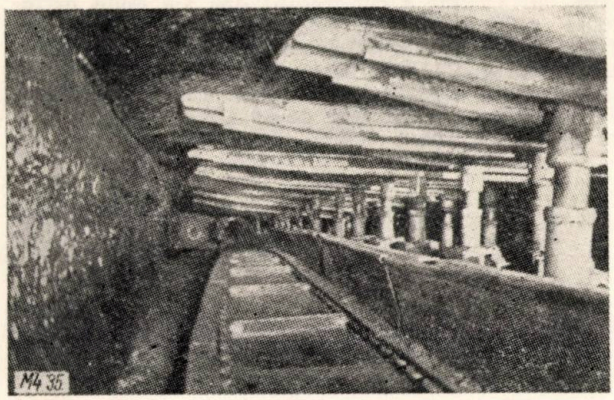


Fig. 4. Susţinerea cu stîlpi hidraulici într-un abataj.

rea rambleului este necesară în unele cazuri, cum ar fi îmbunătăţirea stăpînirii presiunilor din acoperiş, micşorarea emanaţiilor de metan şi acolo unde este cazul, micşorarea stricăciunilor la suprafaţă datorită exploatării.

Pentru rambleierea mecanică a golurilor rămase după extragerea cărbunelui este folosită în general rambleierea pneumatică. Maşinile respective cele mai multe lucrează cu o presiune de 5—6 at. După cercetări laborioase şi dezvoltarea construcţiilor s-a ajuns la construirea maşinilor pneumatice de rambleiat cu presiune joasă pînă la 2 at.

Pentru ramblee speciale şi anume la rambleierea digurilor în lungul abatajelor, se utilizează şi instalaţia cu screper, prevăzută cu o cupă pentru screper de o construcţie foarte simplă şi robustă (fig. 5).

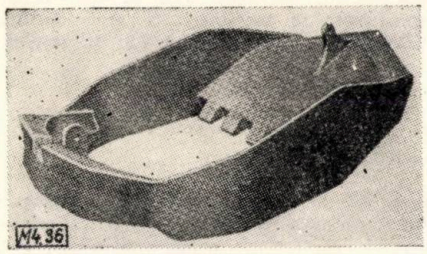


Fig. 5. Cupă de screper.

Explozivi şi mijloace auxiliare asemănătoare. În afară de utilizarea explozivilor la extragerea cărbunilor în ultimii ani s-a introdus împuşcarea sub apă la presiune înaltă, adică prin injectarea apei cu presiune în frontul de cărbune. Această metodă prezintă avantaje importante şi anume: apa nefiind comprimabilă transmite dacă pătrunde în crăpăturile şi fisurile cărbunelui, puterea exploziei unei încărcături cu un randament mai mare; siguranţa utilizării explozivilor în minele grizutoase este mult mai mare; cantitatea de praf provocată de explozie este sub cea prescrisă de regulamentele pentru combaterea prafului.

Împuşcarea cu aer comprimat la înaltă presiune. De mulţi ani aerul comprimat la înaltă presiune este utilizat la extracţia cărbunelui, în care scop s-au construit diferite dispozitive. Toate acestea se compun dintr-un compresor acţionat electric care comprimă aerul pînă la 850 at, conductele pentru transmiterea aerului comprimat la înaltă presiune în abataj, precum şi cartuşele care se introduc în găurile de mină unde sînt descărcate cu mare putere, care depăşeşte puterea unei încărcături de exploziv.

Extragerea şi transportul hidromecanic al cărbunelui. Rezultatele favorabile obţinute în unele ţări cu industrie carboniferă mult dezvoltată — în special în U.R.S.S. — lasă deschisă iniţiativa utilizării acestei metode, bineînţeles acolo unde condiţiile de zăcămînt sînt favorabile, adică rocile înconjurătoare nu sînt influenţate în mod defavorabil de cantitatea mare de apă, cărbunele poate fi tare însă bine fisurat.

Transportul pe căile principale. Caracteristica cea mai importantă a dezvoltării transportului în galeriile principale este utilizarea crescîndă a locomotivelor, cu toate că în acest transport mai joacă un rol transportul cu cablu fără fine şi benzile de transport colectoare.

Dintre locomotivele de mină un rol important îl au locomotivele Diesel urmate de locomotivele electrice cu troleu şi cu acumulatoare.

O construcţie cu totul nouă este locomotiva giroelectrică care deocamdată este experimentată la suprafaţă.

Transportorul continuu. Aproape toată producţia din abataj este transportată cu transportoare cu bandă, cu raclete, cu raclete cu două lanţuri şi mai puţin cu scocuri oscilante.

În galeriile principale o parte din producţie este transportată spre rampele puţurilor cu transportoare colectoare, din care cea mai mare parte o formează benzile de transport concave, cu toate că sînt şi benzi de transport cu cablu ca organ de tragere şi benzi mecanice.

Prin introducerea benzilor necombustibile s-a rezolvat una din defectele cele mai importante ale acestor transportoare, ceea ce a reprezentat progresul cel mai important în domeniul transportului în galeriile de abataj şi în galeriile principale de transport. Greutăţile cauzate de încărcările electrostatice ale acestor benzi, care produceau scîntei ce ar fi făcut posibilă aprinderea metanului au fost înlăturate prin construirea unei benzi a cărei conductibilitate electrică împiedică în orice caz o încărcare electrostatică.

Un progres important în confecţionarea benzilor necombustibile prezintă utilizarea fibrelor sintetice. Prin aceasta rezistenţa benzilor faţă de stricăciunile cauzate de exploatare s-a mărit. Aafară de aceasta, fibrele sintetice sînt întrebuinţate la confecţionarea benzilor mult mai rezistente la tracţiune. Astfel este posibil ca pe benzile de transport cu dimensiunile tradiţionale să se transporte cantităţi mai mari şi la distanţe mai mari ca cele socotite posibile pînă în prezent.

Poate progresul cel mai important în anii din urmă în domeniul transportoarelor este construirea benzilor de transport cu cabluri ca organ trăgător. La acestea cablurile de oţel sînt folosite pentru transmiterea puterii de tracţiune, astfel încît banda propriu-zisă are sarcina numai să poarte încărcătura. Această soluţie permite, la lungimi mai mari a fiecărui transportor să transmită forţe mari, ceea ce este important în special pentru galerii cu înclinări mai mari.

Transportul prin puţ. În ultimii ani se remarcă o serie înntreagă de evoluţii importante electrice şi mecanice în tehnica transportului pe puţ. Pentru maşinile de extracţie se utilizează mai des motorul asincron de curent alternativ din cauza simplicităţii construcţiei lui. Dezvoltarea plină de succes a dispozitivelor de reglare automată a dus la îmbunătăţirea exploatării motoarelor asincrone. Între noutăţile

în acest domeniu este frînarea dinamică care aduce bune servicii, în special la viteze de extracţie mici, precum şi maşina de extracţie cu motoare cu curent alternativ, cu reglarea automată pentru extracţia materialului.

La maşinile electrice este întrebuinţată mult conectarea Ward Leonard. În ultimii ani siguranţa exploatării a fost mult îmbunătăţită prin introducerea dispozitivelor de reglare automată cu servomotoare.

De asemenea, se observă o preferinţă pentru extracţia pentru maşinile cu roată motoare (sistem Koepe), mai ales că în ultimul timp a fost introdus din ce în ce mai mult sistemul de extracţie cu mai multe cabluri care s-a dovedit foarte bun pentru a face faţă măririi greutăţilor ce trebuie extrase şi de la mai multe orizonturi.

Distribuirea energiei electrice. Mecanizarea crescîndă a exploatărilor miniere a condus în ultimul timp la o creştere foarte mare a utilizării curentului electric. Considerînd tendinţa de utilizare a motoarelor mai puternice pentru diferitele combine şi diferitele maşini de încărcat şi alte instalaţii, motoare care la unele din ele au deja putere de 200 CP, folosirea energiei electrice va creşte din ce în ce mai mult. Aceste tendinţe de folosire de motoare puternice nu au putut rămîne fără influenţe asupra alegerii tensiunii viitoare a curentului. Aşa s-a ajuns în reţeaua subterană de distribuire la o tensiune de 3 500 V, iar în domeniul tensiunii medii pentru maşinile şi instalaţiile mobile, la o tensiune de 650 V. De asemenea, a devenit obişnuit ca motoarele pentru înaltă tensiune, chiar cele de 80 CP să fie prevăzute cu răcire cu apă.

Recenzii

Producerea metanului din amestecuri din H_2 *şi* CO_2 de Wencke Klara

După cum arată rezultatele cercetărilor de faţă, se poate obţine fără restricţii CH_4, în măsură tehnică, prin reacţiunea catalitică dintre un gaz care conţine H_2 şi CO_2, chiar dacă în acest gaz sînt prezenţi compuşi de ai sulfului care otrăvesc repede catalizatorii utilizaţi cu bază de Ni şi îi fac ineficaci. La metodele descrise sînt necesare presiuni de 20—40 ata. În funcţie de compoziţia catalizatorilor şi de presiune, se ating formări de CH_4, mai mult sau mai puţin puternice. Se presupune că reacţia are loc la temperaturi sub 400°C, cu o producţie suficientă de CH_4.

Caietul A 141

Producerea gazului

Consideraţii asupra problemelor de cocsificare actuale şi metodelor viitoare de producere a cocsului, ca urmare a materiei prime de bază, de Blum I., Bolchi Fr. şi Nistor I.

Cu dezvoltarea industriei grele în R.P.R. se pune problema satisfacerii nevoilor de cocs din cărbunele existent în ţară, deci încercarea de metode noi pentru producerea cocsului, deoarece acest cărbune nu corespunde tehnologiei clasice a cocsului.

În acest scop, au fost studiate şi puse la punct metoda pentru introducerea cocsului din huila de gaz din Valea Jiului, corectată cu ajutorul unui degresant — cocs rezultat din distilarea la temperatura joasă a cărbunelui, cu un grad avansat de măcinare — stabilit atît în laborator cît şi în instalaţii semiindustriale. Cocsul a dovedit o bună calitate şi poate fi introdus chiar în cuptoarele înalte de 450 m^3. De asemenea, au fost făcute o serie de lucrări pentru producerea unui cocs îmbunătăţit din huile de gaz tinere şi cocs din distilare la joasă temperatură, cu adaosul de cărbune bituminizat (cărbune cocsificabil şi bitum din petrol), care este supus unui tratament caloric. Primele rezultate au arătat influenţa cărbunelui bituminizat asupra rezistenţei cocsului produs.

O altă problemă a fost să se stabilească dacă huila de gaz, ca atare, în stare necorectată, poate să înlocuiască cărbunele cocsificabil. Din studiile făcute s-a dovedit că o importanţă deosebită are variaţia termică (°C/min), ca o mărime de influenţă a îmbunătăţirii cocsului din huila de gaz.

Pentru a scoate în evidenţă strîngerea sau umflarea cocsului obţinut la variaţia căldurii, a fost folosită înălţimea relativă, care exprimă raportul între înălţimea cocsului şi înălţimea iniţială a brichetei de cărbune, în timp ce secţiunea rămîne constantă

În mai multe figuri şi tabele sînt arătate diferitele rezultate ale acestor experienţe.

Din cercetările acestor rezultate s-a tras concluzia, că în caz, că huila de gaz este cocsificată sub alte condiţii a variaţiei căldurii, ca în condiţiile unei cocsificări clasice, se poate obţine un cocs de calitate şi există aşadar posibilitatea schimbării calităţii cocsului în dependenţă de viteza de cocsificare.

Se discută apoi principiile noi de cocsificare, şi anume: brichetarea anterioară în continuare cu cocsificarea, brichetarea în continuare cu oxidarea, plastificarea anterioară şi brichetarea fără liant. Din aceste principii, în R.P.R. au fost studiate principiile cu obţinerea cocsului sub formă de brichete şi actualmente se fac încercări semiindustriale. Principiul plastificării se găseşte în U.R.S.S. în stadiul de cercetări.

Problematica comprimării în cocserii, de Szpilewicz Alexander

Comprimarea are o importanţă capitală în producerea cocsului, mărind capacitatea de cocsificare şi calitatea cocsului.

Toate cocseriile din ţară se construiesc numai cu instalaţii de comprimare.

Se face teoria procedeului de comprimare cu ajutorul unor formule matematice, bazate pe principiul că comprimarea umpluturii de cărbune este produsă din energia greutăţii căzătoare.

Într-o tabelă se dau indicii caracteristici obişnuiţi ai comprimării din R. P. Polonă.

Se arată cîteva principii de exploatare prin comprimare, confirmate prin cîteva diagrame, precum şi căi pentru mărirea eficacităţii procedeului de comprimare.

Despre grupele funcţionale ale sulfului organic în huile, de Angelova G.

Desulfurarea cărbunelui este una dintre problemele cele mai actuale ale industriei cocsochimice. Dacă combinaţiile anorganice ale sulfului în cărbune au fost în mare măsură studiate, despre combinaţiile organice ale acestuia nu se poate

spune încă nimic precis. Pentru cercetarea acestor combinații ale sulfului la unii cărbuni bulgărești tipici, cu conținut mare de sulf, a fost utilizată cunoscuta reacție dintre combinațiile sulfului și CH_3J.

Se arată reacțiile care se nasc între CH_3J și combinațiile sulfului. Produsele reacției dintre CH_3J și combinațiile organice ale sulfului pot servi pînă la un anumit grad ca dovadă pentru prezența în cărbuni a grupelor funcționale ale sulfului.

S-a cercetat stabilitatea termică a diferitelor grupe ale sulfului organic din cărbune, precum și dezagregarea unor combinații eterociclice ale sulfului. Din cercetările făcute se poate spera că se vor găsi condiții care să permită dezagregarea în cea mai mare parte a acestor grupe rezistente la căldură, și deci o desulfurare a cărbunelui pe această cale.

Caietul A 158

Brichetarea
Despre cunoașterea proprietăților de brichetare a cărbunelui brun

Comportarea la brichetare a cărbunelui din Deli-Breg (R.P.B.), de Rammler Erich și Knopfe E.

Cărbunele de Beli-Breg are în ceea ce privește gradul de carbonizare calitățile tipice ale cărbunilor bruni moi, însă este cu mult mai tare decît majoritatea cărbunilor bruni moi din R.D.G. El se poate bricheta după procedeele normale, totuși rezistența la comprimare a brichetei este mediocră și rezistența la frecare mică, de asemenea rezistența la umezeală este nesatisfăcătoare. Schimbarea factorilor importanți în brichetare, ca mărimea granulelor și presiunea, nu influențează prea mult asupra calității brichetei ; deci deocamdată, în urma cercetărilor făcute, nu se pune problema brichetării acestui cărbune.

Presele cu valțuri inelare

Dezvoltarea rezultată din exploatare și perspective, de Näther Kurt

Deoarece la o finețe crescîndă a granulației, chiar la același conținut în apă al materialului de brichetare, presiunea necesară comprimării crește, presele obișnuite pe baza încercărilor de laborator au fost respinse ca neapte pentru brichetarea unui material cu grăunțe foarte fine ; astfel s-au dezvoltat presele cu valțuri inelare.

Se descriu cîteva tipuri de prese, cu valțuri inelare, experimentările făcute cu ele și rezultatele obținute în exploatare. În urma cercetărilor făcute, presele obișnuite nu pot fi întrebuințate pentru brichetarea unui material cu grăunțe foarte fine <0,06 mm pentru a atinge rezultatele obținute cu presele cu valțuri inelare. De asemenea, se arată necesitatea mică de forță la aceste prese, în comparație cu presele obișnuite.

Despre problema conținuturilor de subgranulație în cărbunii ciuruiți, de Rammler Erich

Problema conținutului de subgranulație admisibilă în cărbunii ciuruiți din fabricile de brichetare a cărbunilor bruni este tratată prin calcule și formule. Conținuturile în subgranulație — o singură ciuruire presupusă — nu pot fi după plac mult micșorate. Aceste conținuturi în subgranulație în cărbunele ciuruit nu pot fi scăzute mai mult decît pot fi ele corespunzătoare posibilităților în cadrul regulilor tehnice de separare.

Considerații asupra distilării cărbunilor bruni prin pat fluidizant, de Günther-Riedel Hans

Una dintre soluțiile cu rezultatele cele mai bune pentru utilizarea complexă a cărbunilor o reprezintă cuplajul dintre distilare și uzina de forță, prin dezvoltarea unei noi aparaturi pentru o pregazeificare a combustibililor foarte mărunți, în special a cărbunilor tineri. În acest cuplaj i s-a acordat o mare atenție distilării la joasă temperatură prin pat fluidizant. Se arată schițele a două procedee de distilare prin pat fluidizant, dezvoltate în alte țări.

Se caută prin calcule să se explice principiile teoretice aerodinamice ale procedeului și relațiile termice ale diferitelor procese în distilarea cu pat fluidizat și sînt cercetate următoarele procedee ale acestui fel de distilări : procedeele tehnice de curgere în patul fluidizant, procedeele de transmitere a căldurii și transportul materiei. Aceste cercetări au fost completate cu modele și cu experimentări executate într-o stație pilot. Se dau rezultatele acestor experimentări prin diferite diagrame și tablouri.

De asemenea este arătată schema stației pilot de distilare prin pat fluidizant.

Caietul A 159

Brichetarea

Contribuție la răcirea uscată a cocsului din cărbune brun, de Schädlich Heinz

După o retrospectivă asupra lucrărilor de pînă în prezent despre răcirea uscată a cocsului din huilă, este descrisă întrebuințarea răcirii uscate a cocsului la producerea acestuia din cărbunele brun la temperatură mare, după procedeul Bilkenroth-Rammler la uzina de cocsificare din Lauchhammer.

Înaintea determinării căldurii specifice și conductibilității căldurii în intervalul de temperatură 20°C pînă la 1 000°C, se cercetează publicațiile apărute în această privință, care se referă, desigur, mai ales la cocsul din huilă. După descrierea aparaturii de experimentare proprii, care a fost dezvoltată pentru determinarea conductibilității căldurii, urmează valorificarea rezultatelor măsurătorilor.

Se arată în încercări proprii dezvoltarea răcitoarelor de cocs cu diferite construcții interioare, de la cele cu acoperiș pînă la cele cu clopot. Din prezentarea bilanțelor termice corespunzătoare reiese cu mult mai favorabil modul de funcționare a ultimului sistem de răcire arătat.

Cercetări asupra mărimii și efectului pierderilor prin prăjirea cărbunelui asupra calității cocsului au condus la cunoașterea că trebuie luate toate măsurile pentru micșorarea prăjirii cărbunelui.

La exploatarea unei instalații de răcire uscată a cocsului, nu trebuie în nici un caz ca producerea aburului să fie pe primul plan. Pentru un cocs răcit uniform în intervalele temperaturii joase, stropirea ulterioară, care duce la înrăutățirea calității, cade. Cercetări despre producerea prafului, randamentul instalațiilor de răcire a cocsului, precum și calculele prețului de cost ocupă partea principală a lucrării.

Din cercetările prezentate reiese că utilizarea răcirii uscate a cocsului în sensul unei tratări care să menajeze menținerea rezistenței cocsului reprezintă o necesitate absolută.

Caietul A 160

Brichetarea

Cercetări tehnologice ale zăcămîntului de cărbune brun în exploatările la zi Holzweissig și Goitsche, de Süss Manfred și Sontag Erika

R.D.G. posedă zăcăminte de cărbune brun foarte diferite ca materie primă. Epuizarea previzibilă a lor silește în măsură crescîndă la utilizarea rațională a diferitelor feluri de cărbune, corespunzător calităților lor specifice. Se presupune pentru aceasta cunoașterea amănunțită a situației petrologice. După o descriere generală scurtă a situației stratigrafice a regiunii Bitterfeld și a situației geologice în zona actualei exploatări la zi, se consacră un spațiu mai mare descrierii petrografice a tuturor părților componente ale structurii și litotipilor. În total se pot deosebi toate varietățile de cărbune ale căror calități fizice și chimice sînt supuse unei examinări amănunțite. Pentru prima dată ajunge să fie utilizată pe deasupra cercetări palinologice. Ca cele mai importante rezultate ale acestor cercetări s-a constatat că poziția stratigrafică a cărbunelui din Bitterfeld este între marile formații de zăcăminte ale R.D.G., între miocen și eocenul superior (oligocenul inferior), cu calitatea materiei prime intermediară.

Ea este expresia condițiilor speciale de formare, care este discutată pe scurt în repetate rînduri.

Stratul din Bitterfeld arată în interiorul unor cîmpuri de întindere mai mare o succesiune omogenă a unor anumite varietăți de cărbune. Caracterul limitat petrologic proprietăților lor tehnologice permite o indicație pentru exploatarea selectivă a părților din strat mai greu și mai favorabile la brichetare

Caracteristica de brichetare a cărbunelui din exploatarea la zi Holzweissig (Regiunea Bitterfeld), de Rammler Erich și Michel Ioachim

Cărbunele utilizat pentru încercările făcute a avut o umiditate de 52%, cenușă la substanța anhidridă 12,6%, iar granulația de la 0—100 mm conform curbei de granulație. Din cercetările făcute s-a stabilit că conținutul optim în apă este în jurul lui 22%. Pentru determinarea rezistenței brichetei, care este dependentă de conținutul de apă, de grosime, de granulație, de forța de presare și de temperatura la presare, s-au făcut diferite încercări și s-au stabilit diferite curbe arătate în mai multe figuri.

De asemenea, s-au făcut măsurători pentru determinarea elasticității, adică s-a stabilit compresiunea materialului introdus în formă la presare și expansiunea brichetei la încetarea presării. Rezultatele măsurătorilor sînt arătate în cîteva figuri, stabilindu-se că expansiunea este influențată cel mai mult de forța de presare.

S-a studiat densitatea, greutatea volumetrică și volumul porilor brichetei în funcție de conținutul în apă și de granulație, rezultatele fiind arătate prin diferite diagrame.

Rezistența la apă a brichetei s-a făcut prin supunerea acesteia la proba introducerii într-un vas cu apă și urmărirea schimbării greutății și a rezistenței la comprimare după ținerea în apă. S-a constatat că brichetele făcute din cărbune uscat în uscătorul cu țevi și presate cu presa obișnuită au rezistat mai mult la apă, decît cele făcute din cărbune uscat în etuvă și presat cu presa hidraulică în laborator. De asemenea, s-a observat că forța de presare și influența granulației sînt fără importanță pentru rezistența la apă a brichetei.

Discuții asupra sorturilor de cărbune brun în regiunea Lauchhammer (Niederlausitz), de Preuss Balder

Dacă se usucă un front de cărbune se formează cu uscarea crescîndă anumite feluri de crăpături, care dau posibilitatea de recunoaștere a felurilor de cărbune respective.

La același rezultat se ajunge la cărbunele cu umezeala zăcămîntului dacă se observă la bucățile proaspete culoarea, granulația, formarea fețelor de separare, resturile organice a căror frecvență și orînduire se observă și la materialul clastic.

Este în orice caz posibil să se determine felul cărbunelui, ceea ce este important pentru anumite scopuri de utilizare a lui (obținerea cocsului din cărbune brun prin distilare la temperatură înaltă).

Determinarea petrografică a conținutului în xilit a cărbunilor bruni moi, de Iacob Helmuth și Rammler Erich

Pentru cărbunii bruni din care trebuie să se obțină cocs la înaltă temperatură, este necesară o cercetare cît mai amănunțită. La aceasta se numără și determinarea conținutului în xilit. Se propune o metodă petrografică mai completă și se discută un număr de probleme care sînt în legătură cu aceasta.

La început sînt discutate varietățile de cărbune (litotipi) și se insistă în special asupra diferitelor forme de dezvoltare a xilitului. Apoi urmează discuția influenței granulației 0—1 mm asupra exactității analizelor, deoarece, conform metodei, această fracțiune trebuie neglijată. Pentru aceasta au fost executate cercetări numeroase cu varietății de cărbune pur.

Luarea probei și împărțirea ei este descrisă în mod detaliat. Între altele este ridicată chestiunea influenței granulației.

Capitolul următor se referă în mod sumar la descrierea pe scurt a întregului mers al analizelor. În legătură cu aceasta, urmează un studiu detaliat asupra erorilor. Formulele statistice matematice permit o privire mai adîncă în sistematica analizei patrografice și permit calcularea exactității stabilită teoretic a analizelor. În fine, se arată în acest capitol și toleranțele importante determinării conținutului de xilit pentru scopuri practice; ele au fost găsite empiric.

Ultimul capitol vorbește de situația specială a stratului inferior din Niederlausitz. Pe lîngă cifre medii sînt comunicate în special conținuturile în xilit a patru litotipi, cei mai importanți.

Documentare

Novikov, N. V.: **Săparea galeriilor de pregătire în roci acvifere cu ajutorul găurilor de drenaj.** In Şahtnoe str.-vo, U.R.S.S., 1960, nr. 1 (ian.), 21—23, 3 fig.

Pentru evitarea întreruperilor la săparea galeriilor prin găuri de drenaj, se propune o metodă nouă de drenaj prin găuri de sondă forate paralel cu axa longitudinală a galeriei din nişe laterale amenajate special în acest scop. Datorită fisurării rocilor înconjurătoare scurgerea apei din masiv se face în mod regulat fără a împiedica lucrările de săpare în front, asigurînd asecarea integrală a locului de muncă. Găurile de sondă laterale permit colectarea într-un singur loc a apelor de drenaj şi evacuarea lor prin conducta montată în galeria săpată. In urma experienţelor efectuate s-a constatat că prin aplicarea acestei metode se obţine o creştere de patru ori a vitezei de săpare a galeriilor, iar costul lucrărilor de asecare este cu 30% mai mic decît în cazul asecării prin cimentare.

Kirillov, A. G. şi Bleaher, L. A.: **Scut mecanizat cu diametrul de 2,56 m pentru săparea galeriilor.** In Şahtnoe str.-vo, U.R.S.S., 4 (1960), nr. 2 (feb.), 21—23, 2 fig.

Scutul mecanizat se compune din scutul propriu-zis, organul de tăiere, transportor cu banda şi dispozitiv pentru susţinerea galeriei cu blocuri de beton. Organul de tăiere, acţionat de un motor electric de 20 kW, execută tăierea în masiv a unui intrînd cu diametrul de 1 600 mm şi o lungime de 1000 mm. După tăiere, organul de tăiere se retrage din front şi scutul execută o mişcare de avansare sub acţiunea a 16 servomotoare hidraulice. Cuţitele în formă de pană, cu care este înzestrată marginea scutului, desprind inelul de rocă rămas. Roca desprinsă atît în prima, cît şi în a doua faţă de tăiere, este evacuată cu ajutorul unui transportor cu bandă şi încărcată în două chible de 0,45 m^3 capacitate fiecare, instalate pe un electrocar, cu care sînt transportate spre puţul de evacuare. Scutul mecanizat are lungimea de 4320 mm şi o greutate de 21 t. Viteza de săpare cu scut mecanizat este de trei ori mai mare decît aceea realizată prin metoda obişnuită.

Valter G.D. şi Krivţov A.T.: Mina **„Samsonovschi" hidromecanizată.** In Ugol Ukrainî, 4 (1960), nr. 8 (aug), 15—19, 4 fig., 2 tabl.

Se descrie metoda de deschidere şi de exploatare hidromecanizată a unei mine şi se compară indicatorii tehnico-economici principali asiguraţi de această metodă cu indicatorii din proiectele anterioare. Se constată următoarele: metoda de exploatare hidromecanizată permite deschiderea stratului inferior de cărbune cocsificabil cu conţinut redus de sulf; costul investiţiilor se reduce cu 17%, iar productivitatea muncii creşte cu 107%, preţul de cost al cărbunelui scăzînd cu 29,9%. Creşterea nivelului de mecanizare şi de automatizare asigură un regim stabil de exploatare şi elimină procesele de lucru cu volum mare de muncă.

Borodulin V.A., şi Sarîcev V. P. şi Cernîh: **Experienţa exploatării maşinilor de zeţaj pe pat artificial din cauciuc şarjat.** In Ugol, 35 (1960), nr. 8 (aug), 59—60, 2 tabl., 4 ref. bibl.

Maşinile de zeţaj pneumatic sau hidraulic cu pat artificial au o eficacitate mai mare decît acele cu pat natural. În U.R.S.S. a fost încercat cu succes patul artificial din cuburi de cauciuc şarjat cu materiale grele pulverizate.

Se descrie instalaţia patului artificial din cuburi de cauciuc la o maşină de zeţaj hidraulică, modul de funcţionare şi metoda de reglaj. Curăţirea patului artificial se face la interval de 12—15 zile, durata de serviciu totală fiind de 6—7 luni.

Comparînd rezultatele obţinute cu pat artificial din cauciuc cu acelea obţinute cu pat artificial din pietriş aluvionar, se constată că pierderile de cărbune scad cu 5,1%, iar conţinutul de cenuşă în cărbune spălat se micşorează cu 0,6%.

Bîkov P. P. şi Ponomarev P. A.: **Productivitatea muncii a crescut în 6 luni cu 14,5%.** In Ugol Ukrainî, 4 (1960), nr. 8 (aug), 9—11, 1 fig., 1 tabl.

Creşterea productivităţii muncii cu 14,5% obţinută la trustul „Okteabrugol" în primele 6 luni ale anului 1960 se datoreşte măsurilor de organizare a regimului de lucru, în mine pe sectoare, ceea ce a permis micşorarea sensibilă a efectivelor. In afară de aceasta prin folosirea în număr corespunzător a combinelor, maşinilor de încărcat şi a locomotivelor electrice, nivelul de încărcare mecanizată a crescut pînă la 90,7% şi cel al săpării mecanizate a galeriilor pînă la 91,5%.

S-a îmbunătăţit şi gradul de folosire a maşinilor miniere, productivitatea combinelor crescînd cu circa 30%. Ca urmare producţia abatajelor frontale a crescut cu circa 25%, iar viteza medie lunară de înaintare a frontului de abataj a crescut de la 32,1 m la 38 m. De asemenea productivitatea medie lunară a maşinilor de încărcat a crescut cu circa 75%. S-a procedat la concentrarea exploatării şi s-a renunţat la exploatarea unor sectoare în care condiţiile de zăcămînt nu permit o exploatare raţională şi rentabilă.

Egorov N. A.: **Dispozitiv mobil pentru încărcarea schipurilor.** In Ugol Ukrainî 4 (1960), nr. 8 (aug), 44, 1 fig., 3 ref. bibl.

Pentru încărcarea schipurilor în puţuri de mare adîncime şi pentru evitarea efectului de întindere a cablurilor de extracţie, s-a construit un dispozitiv mobil de încărcare, care coboară împreună cu schipul şi compensează în mod automat întinderea cablului de extracţie. Cărbunele pătrunde în buncărul dozator, din care nu poate să treacă în schip, decît dacă acesta se găseşte precis în faţa buncărului dozator. Sub efectul creşterii greutăţii schipului, cablul se întinde şi aschipul coboară apăsînd asupra unor pîrghii, care acţionează cu ajutorul cilindrilor pneumatici asupra dispozitivului întreg de încărcare, menţinînd astfel gura de evacuare a buncărului dozator în dreptul gurii de încărcare a schipului.

Danov V. şi Hristov C.: **Posibilităţile de perfecţionare a metodei de exploatare cu prăbuşire în felii la mina Rîbniţa.** In Minno delo i metalurgia, 15 (1960) nr. 9 (sept.), 5—9.

Zăcămîntul cuprinde două filoane cu grosimi de 2,8—4 m şi înclinări de 80—90°, distanţa dintre filoane fiind de 15 m. Minereul nu este stabil, prezintă caolinizări şi sericilizări. In metoda cunoscută de prăbuşire în

subetaje se constată o serie de deficienţe, ca volumul mare de lucrări de pregătire, volum mare de muncă la încărcarea şi transportul minereului în abataj, consum mare de lemn (30 m³/1 000 t), aeraj defectuos şi prăfuire excesivă şi, ca urmare, o productivitate în abataj redusă: 1,486 m³/post.

Se propune perfecţionarea metodei prin renunţarea la galeriile de acumulare şi cu mecanizarea transportului în felie. Pentru fiecare panou se vor săpa cîte doi suitori, la unul din ei se va amenaja un rostogol betonat. Cel de-al doilea suitor la intervale de 10 m se va lega cu abatajul, permiţînd un aeraj mai bun. In abataj se va practica susţinerea cu cadre, iar transportul în abataj se va realiza cu vagonete pe monoşină, care vor descărca în rostogol. Incărcarea vagonetelor se va face cu mici benzi. In acest mod consumul de lemn se va reduce la 3 m³/1 000 t, iar productivitatea muncii va creşte cu 78%.

Georgief H., Mehandjief M. şi Costandinof A.: **Posibilitatea aplicării în subteran a principiului hidrometalurgic de obţinere a cuprului.** In Minno delo i metalurgiia, **15** (1960) nr. 9 (sept.), 35—40.

In anul 1959, la o mină închisă s-a procedat la inundarea ei lăsîndu-se în subteran 165 000 t minereu cu 1,18% Cu, cuprins în covelină şi calcopirită. Inundarea artificială a minei nu asigură însă o concentraţie ridicată constantă de cupru în apele evacuate, datorită aciditătii reduse a apei pentru oxidarea mineralelor cuprifere. Pentru sporirea aciditătii se recomandă inundarea prin găuri de sondă forate de la suprafaţă la intervale de 10 m. In fiecare gaură de sondă se va introduce zilnic 7,1 m³ apă, această cantitate reglîndu-se în funcţie de temperatura apei evacuate din mină şi de datele analizei chimice. Acest regim de inundare nu influenţează asupra extracţiei cuprului prin cementare la uzina minei.

Barîşnikov F. A. şi Bocikarev G. R.: **Influenţa unor parametri ai hidrociclonului asupra indicatorilor săi de lucru la concentrarea şlamurilor de cărbune.** In Ugol, **35** (1960), nr. 8 (aug), 56—58, 9 fig., 1 tabl., 9 ref. bibl.

Pentru stabilirea teoriei procesului de selecţionare a mineralelor în hidrocicloane, se arată şi se analizează rezultatele cercetărilor experimentale de folosire a acestui aparat pentru concentrarea şlamului de cărbune. Se constată că folosirea hidrocicloanelor cu unghiul conului mai mare de 10° este neraţională, dat fiind că indicatorii calitativi şi cantitativi scad dacă acest unghi depăşeşte 10°. Productivitatea hidrociclonului la orificiul superior de evacuare este cu atît mai mare, cu cît este mai mare raportul între diametrele orificiilor inferior de evacuare, în acelaşi timp productivitatea hidrociclonului este direct proporţională cu presiunea tulburelii la intrare.

Pentru mărirea gradului de concentrare şi a procesului de extracţie a materiei solide din tulbureală se recomandă păstrarea la orificiul inferior de evacuare a unui mic dop din material condensat.

Van Lier R. C. P. şi Stalman M. E.: **Tăierea mecanică într-un strat subţire la mina Laura.** In Geologie en Mijnbouw, **39** (1960) n 9 (sept.) 358—366.

Autorii descriu modul de mecanizare a tăierii într-un strat cu o grosime de 80 cm folosind un plug Westfalia. Primele rezultate fiind favorabile s-a aplicat acelaşi sistem şi într-un strat cu grosime de 57 şi 52 cm.

Kmostak J.: **Folosirea uleiurilor de smoală fără fenoli în flotaţia cărbunelui.** In Paliva, **40** (1960) nr. 9 (sept.), 268—271.

Autorul, pe baza unor cercetări de laborator analizează posibilitatea folosirii uleiurilor din smoală de cărbune fără fenoli, la flotarea şlamurilor de cărbune. In articol se prezintă efectul fenolilor şi substanţelor organice asupra rezultatului flotării cărbunelui mărunt.

*** **Noi surpresoare pentru subteran.** In Erzmetall 13 (1960) nr. 9 (sept.) 455.

Noul surpresor Atlas Copro este dimensionat aşa fel încît să permită alimentarea la o presiune de 7 at a tuturor consumatorilor de aer pneumatic din frontul unei înaintări. Surpresorul primeşte aerul comprimat la 3 at şi îl refulează la 7 at cu un debit de 15,5 m³/min, debit care sporeşte la 19,5 m³/minut în cazul în care alimentarea se face la o presiune de 4 at. Puterea motorului electric este de 45 CP, iar gabaritul instalaţiei este de 2510×800×1280 mm la o greutate totală de 550 kg.

Surpresorul poate fi plasat în orice galerie, fără a necesita fundaţii.

*** **Concentrarea uscată a minereurilor magnetice.** In the Mining Journal, 255, (1960) ar. 6528 (30 sept.) 356—357.

In articol sînt prezentate rezultatele obţinute prin folosirea separatorului Sela—Mörtsell folosit pentru minereu de fier în bulgări sub 100 mm. Separatorul constă dintr-un magnet permanent plasat în interiorul unui tambur confecţionat dintr-un material nemagnetic. Tamburul are diametre de 400 şi 600 mm şi se roteşte cu o viteză de 27 m/s. Fluxul magnetic este de 1 000 Gauşi. Separatorul cuprinde 2—3 tamburi plasaţi într-un acelaşi ansamblu Primul tambur cu diametrul de 600 mm are o viteză redusă în scopul realizării unei cît mai bune separări. Concentratul astfel obţinut trece pe un tambur cu diametrul de 400 mm şi cu viteză sporită. Concentratul bogat obţinut astfel trece la un al treilea tambur cu diametrul de 600 mm. care realizează o nouă separare finală.

Holz P.: **Platformă pentru încărcarea şi descărcarea vagonetelor în colivie, cu dispozitiv pentru corectarea automată a nivelului ei.** In Bergbautechn., **10** (1960), nr. 9 (sept.), 484—485, 3 fig.

La încărcarea şi descărcarea vagoneţilor din coliviile de extracţie se produc, între platforma de încărcare şi platforma coliviei, denivelări datorite alungirilor respectiv contracţiilor cablului de extracţie, provocate de variaţia sarcinilor suportate. Aceste denivelări care îngreunează manevrele la rampele puţului de extracţie şi sînt uneori şi periculoase (la transportul personalului) sînt corectate de obicei prin îndemînarea mecanicului de la maşina de extracţie. Noul dispozitiv permite ca această corectare să se facă automat, precis şi în mod continuu, cu ajutorul unor pîrghii care fiind apăsate de colivie, acţionează asupra ventilelor unui sistem hidraulic. Acesta ridică şi coboară platforma pînă la nivelul necesar pentru ca manevrele la rampele puţului să aibă loc fără dificultăţi. In afară de securitatea transportului, prin acest dispozitiv se realizează o reducere a duratei operaţiilor la transportul pe puţul de extracţie şi se micşorează uzura vagoneţilor şi a instalaţiilor de extracţie.

Kvapil R.: **Problemele construcţiei de silozuri pentru materiale granulare şi parţial granulare.** In Bergbautechn., **10** (1960), nr. 9 (sep), 466—471, 12 fig., 1 tabl., 1 ref. bibl.

Pentru a se stabili şi a înlătura cauzele dificultăţilor întîmpinate la golirea silozurilor încărcate cu materiale granulare, s-au studiat, pe modele şi în silozuri normale, condiţiile în care are loc scurgerea acestor materiale, constatîndu-se că în timpul golirii se formează în siloz un aşa-numit „elipsoid de deplasare". S-au determinat parametrii acestui elipsoid şi influenţa lor asupra proporţiei de zone moarte, în care materialul rămîne nemişcat. S-a stabilit între altele că diametrul elipsoidului de deplasare trebuie să fie mai mare decît intervalul dintre gurile silozului, pentru ca golirea să aibă loc în mod nestînjenit. De asemenea s-a stabilit că legile privitoare la golirea

silozurilor sînt valabile numai pentru materialele granulare care pot să curgă, dar nu şi pentru materialele negranulare, care se stratifică, se comprimă sau se lipesc. Datele obţinute se pot folosi cu succes la proiectarea silozurilor industriale.

* * *: **Concasoare.** (Concasseurs). Ann. Min. Belg., Belgia, 1959, nr. 11 (noiembrie), 1079—1080, 4 fig.

Tendinţa actuală este de a se realiza concasarea minereurilor la granulaţia dorită într-o singură treaptă. La un astfel de concasor, destinat concasării minereurilor umede, minereul se introduce pe sus, proiectat pe peretele mobil opus pîlniei prin care se introduce şi sfărîmat de ciocane fixate pe discuri rotative. Un alt tip de concasor este construit pentru a concasa minereu friabil în bucăţi mari de dimensiuni pînă la 800 mm la granulaţia de 27 mm. Minereul introdus în concasar este antrenat de cele două ciocane ale rotorului şi proiectat pe peretele opus intrării, unde este sfărîmat. Bucăţile mari care nu se sfărmă la izbirea de peretele metalic sînt mărunţite de loviturile ciocanelor. Granulaţia poate fi modificată schimbînd viteza de rotaţie a rotorului sau modificînd distanţa dintre rotor şi rolei

Masson A.: **Sfărîmarea minereurilor. Natura operaţiei. Starea dimensională a materiei sfărîmate. Energia necesară pentru sfărîmare** In Rev. Univ. Min. Metallurg. Mecan., Tr. Publica. **103** (1960), nr. 8 (aug), 349, 3 fig., 14 ref. bibl.

Scopul operaţiilor de sfărîmare, efectuate la prepararea minereurilor, este de a obţine o anumită reducere volumetrică a bucăţilor de material, producînd cît mai puţin material suprasfărîmat şi cu consum minim de energie, compatibil cu reducerea dată. Se studiază posibilităţile de a caracteriza starea dimensională a materialului concasat, arătîndu-se dificultăţile de a determina „volumul mediu", „suprafaţa specifică" sau „dimensiunea medie" a unui ansamblu de particule sfărîmate. Numai analiza granulometrică ne poate oferi indicaţii şi poate caracteriza practic, într-o anumită măsură, această stare dimensională, prin „parametrii caracteristici" calculaţi pe baza ei şi prin folosirea legilor stabilite în privinţa distribuţiei granulometrice. Aceste legi sînt analizate critic arătîndu-se că valabilitatea lor este condiţionată de anumiţi factori. Se studiază apoi diferite relaţii, dintre energia consumată la sfărîmare şi raportul de reducere volumetrică şi se trag o serie de concluzii privind utilitatea şi domeniul de aplicare practică a acestor relaţii.

Metcalf B. L.: **Abatajul fără mineri.** In Iron Coal Trades Rev. **181** (1960), nr. 4 867, (2 septembrie), 535.

Una dintre problemele cele mai grele puse de către munca în abatajul automatizat este aceea a orientării combinei miniere în funcţie de variaţia carcteristicilor stratului de cărbune. S-a construit un aparat cu emisie de raze gama, pentru determinarea grosimii cărbunelui cea rămas netăiat la vatră. Radiaţiile reflectate de către cărbune pun în mişcare dispozitivul de orientare a combinei miniere spre partea în care trebuie să lucreze. Acţionarea se efectuează prin intermediul unor elemente calibrate în centimetri grosime de cărbune. Sistemul este util mai ales în strate subţiri. De asemenea pe acelaşi principiu se poate dirija avansarea automată a susţinerii hidraulice.

Tasch K. H.: **Carotajul acustic prin ultrasunete în forajul de explorare premergător săpării puţurilor de mină.** In Glückauf, **96** (1960), nr. 5, (16 iulie), 947—950, 3 fig., 1 tabl., 35 ref. bibl.

Determinarea naturii şi grosimii bancurilor de roci în care se va săpa un puţ de mină se poate face cu un nou aparat de carotaj prin ultrasunete. Acesta cuprinde trei părţi: emiţătorul, situat la capătul de sus al ansamblului; un corp „izolator acustic" de 1,80 m lungime, din cauciuc; receptorul aflat la capătul de jos. Sunetele emise pe frecvenţă de 20 kHz se propagă, în teren, iar după o serie de reflecţii şi refracţii sînt recepţionate. Se înregistrează variaţiile timpului de propagare pe o diagramă continuă ce este apoi interpretată după regulile carotajului seismic. Rezultatele obţinute prin carotajul acustic continuu sînt încă mult mai precise decît cele date de metoda seismică.

Schaefer W.: **Principiile procedeului de susţinere cu beton prefabricat.** In Glückauf, **96** (1960), nr. 18, (27 august), 1 117—1 115, 45 fig., 4 tabl., 17 ref. bibl.

Metoda de susţinere cu beton prefabricat este recomandată atunci cînd stratele din acoperiş trebuie să fie sprijinite puternic şi un timp îndelungat, aşa cum — de exemplu — este cazul la anumite galerii. Aplicarea cu succes a acestui tip de susţinere depinde de măsura în care se reuşeşte să se stăpînească presiunea litostatică, fără să dea naştere la momente de încovoiere. În acest scop trebuie ca presiunea maximă exterioară susţinerii să fie coordonată cu raza minimă de curbură, conform unei anumite relaţii date, între presiunea din tavan şi aceea din pereţii galeriei. Pe baza experienţei dobîndite în exploatare şi pe baza de încercări se dau indicaţiile practice următoare. Forma de susţinere închisă, inelară care este mai scumpă, poate fi înlocuită cu forme deschise, în arce, dacă roca nu este prea moale. Între calupuri se va intercala neapărat mortar, lemn sau plăci de fibre cimentate cu material sintetic, în grosime de minimum 40 mm, care cedează la presiune şi are deci acelaşi efect favorabil asupra transmiterii presiunilor, ca şi articulaţiile. Golul din spatele susţinerii trebuie să fie bine umplut, de preferinţă cu mortar bine omogenizat.

Ossenbühl H. şi Wild D. W.: **Rezultatele utilizării în mină a stîlpului de susţinere cu torsiune.** In Glückauf, **96** (1960), nr. 15 (16 iulie), 909—920, 29 fig., 5 tabele, 6 ref. bibl.

Stîlpul de torsiune rezistă datorită frecării prin alunecare şi torsiune între cele două elemente telescopice ale sale. El transmite sarcina de la acoperiş la culcuş, printr-un dispozitiv nou de strîngere. Acesta cuprinde ca piese esenţiale: o cămaşă exterioară, o centură interioară, de strîngere şi un cleşte cu pană. Introducerea penei produce strîngerea, iar scoaterea ei eliberează corpul telescopic central al stîlpului pentru răpire. Acţionarea se face hidraulic, cu ajutorul unui automat de fixare compus dintr-o cutie de impuls şi un cap de lucru; cu acesta se comandă sub presiune ridicarea corpului telescopic central în poziţia de susţinere, apoi se fixează pana cleştelui. Răpirea se poate face de la distanţă, manevrînd pana cu o bară de metal prevăzută cu o greutate ce loveşte pana. Stîlpul se manevrează de două ori mai repede decît tipurile obişnuite şi oferă o mai mare siguranţă.

Haines A. şi Howard K.: **Injectarea spumei în găurile de mină pentru reducerea riscului de aprindere a metanului.** In Iron Coal Trades Rev., **181** (1960), nr. 4809 (16 sept.), 617—623, 6 fig., 5 tab.

Injectarea unei soluţii spumante în găurile de mină în scopul reducerii riscului de aprindere a metanului, s-a dovedit mai eficace decît utilizarea bicarbonatului de sodiu. Iniţial, s-a utilizat un extinctor prevăzut cu un pulverizator cu aer comprimat şi soluţie cuprinzînd 3% spumant. Ulterior s-a construit un agregat special compus dintr-un rezervor de circa 9 l; un compresor acţionat de un motor electric de 1 CP şi producînd aer comprimat la 2,1 at; şi un pulverizator prevăzut cu un cap de etanşare spre a se evita risipirea soluţiei în

cursul injectării. Încercările au dat bune rezultate în rocă stratificată, încărcăturile fiind amorsate electric, cu întîrzieri de 75 milisecunde, iar injectarea făcîndu-se înainte de burare. Efectul bun obținut se explică prin aceea că spuma produsă acționează ca o barieră în calea degajării metanului. De asemenea, s-a observat că se reduce cantitatea de praf în aer după împușcare. S-a creat și un injector cu acționare manuală.

Wilde G.: **Încercări pentru îmbunătățirea compoziției granulometrice a cărbunilor bruți la tăierea complet mecanizată.** In Glückauf, 96 (1960), nr. 14 (2 iulie), 853—863, 20 fig., 3 tabele.

La o mină de cărbuni, pentru a se reduce proporția de cărbuni cu granulația mai mică de 10 mm, care a crescut mult după introducerea în abataje a combinei cu tamburi tăietori, s-a modificat numărul și forma cuțitelor combinei și a dispozitivelor de evacuare a cărbunilor. S-a stabilit că raportul între viteza de deplasare a combinei și viteza de tăiere nu trebuie să depășească o anumită limită și că mărirea vitezii de tăiere, conduce la o majorare mult mai accentuată a vitezii de deplasare, precum și la o micșorare a forței de tracțiune a troliului, o dată cu diminuarea puterii consumate de mașină. În urma modificărilor aduse combinei, s-a obținut o compoziție granulometrică a cărbunilor, care nu diferă mult de aceea obținută la folosirea havajului și a ciocanelor de abataj.

Peake C. V.: **Perfecționarea unei mașini-prototip pentru tăiat cărbune.** In Trans. Instit. Min. Eng. **119** (1960), nr. 11, (august), 671—684, 4 fig. 8 tabl.

Mașina studiată are două capete tăietoare cilindrice rotative; fiecare cap este prevăzut cu cîte trei serii de cîte 12 dinți dispuși circular. Capetele tăietoare sînt montate pe un braț telescopic. Acesta, se poate roti în jurul unui ax central sprijinindu-se pe un arc circular. Ansamblul se sprijină pe un batiu care se fixează în poziția de lucru printr-un stîlp hidraulic central și doi laterali. Fiecare cap tăietor este acționat independent, prin cîte un motor hidraulic cu cinci cilindri. Energia necesară pompei centrale este furnizată de către un motor electric de 100 CP. Contra prafului s-au prevăzut pulverizatoare de apă la 21 at. Încercările făcute au arătat că mașina este avantajos utilizată la săparea galeriilor în arc de cerc. Se descriu și modificările aduse mașinii în cursul proiectării și al încercărilor.

Iopek F., Wróbek K.: **Dezvoltarea industriei cărbunilor bruni în ultimii 15 ani.** Przeglad Gorniczy, nr. 3 (1960).

Industria cărbunelui brun era inexistentă înainte de război din cauza zăcămintelor mari de huilă și a prețului scăzut al acesteia. Exploatarea cărbunilor bruni a început în 1945 în vestul Poloniei prin refacerea minelor și fabricilor de brichete distruse total sau parțial în timpul războiului.

Un rol foarte important în extracția cărbunelui brun îl au minele Turow și Konin, care dau mai bine de 80% din producția totală de cărbune brun a Poloniei.

In 1955 industria extractivă a fost înzestrată cu 69 locomotive de suprafață, 294 vagoane speciale, 3 excavatoare pășitoare etc.

In 1957 a început exploatarea la zi a cărbunelui la Turów II (capacitate finală 12 mil. t/an) și a unei puternice CTE, una din cele mai mari din Europa (putere 1 200 MW). Transportul cărbunelui se va face cu benzi de transport fixe sau mobile de o lățime între 1 200 și 2 250 mm, cu o viteză cuprinsă între 3,35 la 5,24 m/s.

Combinatul carbonifer de la Turów II va intra în funcțiune în 1962 și va atinge producția planificată în 1965.

Orientarea generală în folosirea cărbunilor bruni în Polonia este arderea lui în centrele termoelectrice direct la locul de extracție.

In viitor se prevede lărgirea capacității fabricilor de brichetare și folosirea cărbunilor bruni pentru gazeificarea sub presiune.

Borecki M.: **Dezvoltarea progresului tehnic în industria minieră.** Przeglad Gorniczy, nr. 3 (1960).

Se prezintă o scurtă analiză a direcțiilor principale de dezvoltare a progresului tehnic în minele de huilă în ultimii 15 ani. Direcțiile principale ale dezvoltării progresului tehnic sînt:

a) Crearea bazei tehnice de proiectare și cercetare științifică (crearea de institute de cercetări și proiectări complexe).

b) Dezvoltarea tehnicii investițiilor și a amenajărilor (tehnica încărcării, viteza de săpare, gradul de mecanizare la încărcări și transport, productivități și termene de execuție).

c) Dezvoltarea tehnicii transportului subteran (dezvoltarea mijloacelor de transport, automatizarea și controlul producției, transportul hidraulic al cărbunilor).

d) Mecanizarea exploatării cărbunilor în sisteme cu front lung: metoda exploatărilor adînci (într-un ciclu), metoda exploatărilor înguste (multe cicluri), metoda exploatărilor la adîncimi mici (aciclică).

In sistemele cu front scurt: combaine, încărcătoare etc.

e) Dezvoltarea extracției hidromecanizate a cărbunilor; transportul cărbunilor spre suprafață, exploatarea galeriilor înclinate este cu apă sub presiune (presiunea apei 300 at, consum 200—300 l/t).

f) Realizări în domeniul susținerii abatajelor miniere (generalizarea armării metalice de susținere).

g) Imbunătățirea sistemelor de exploatare și amenajarea abatajelor.

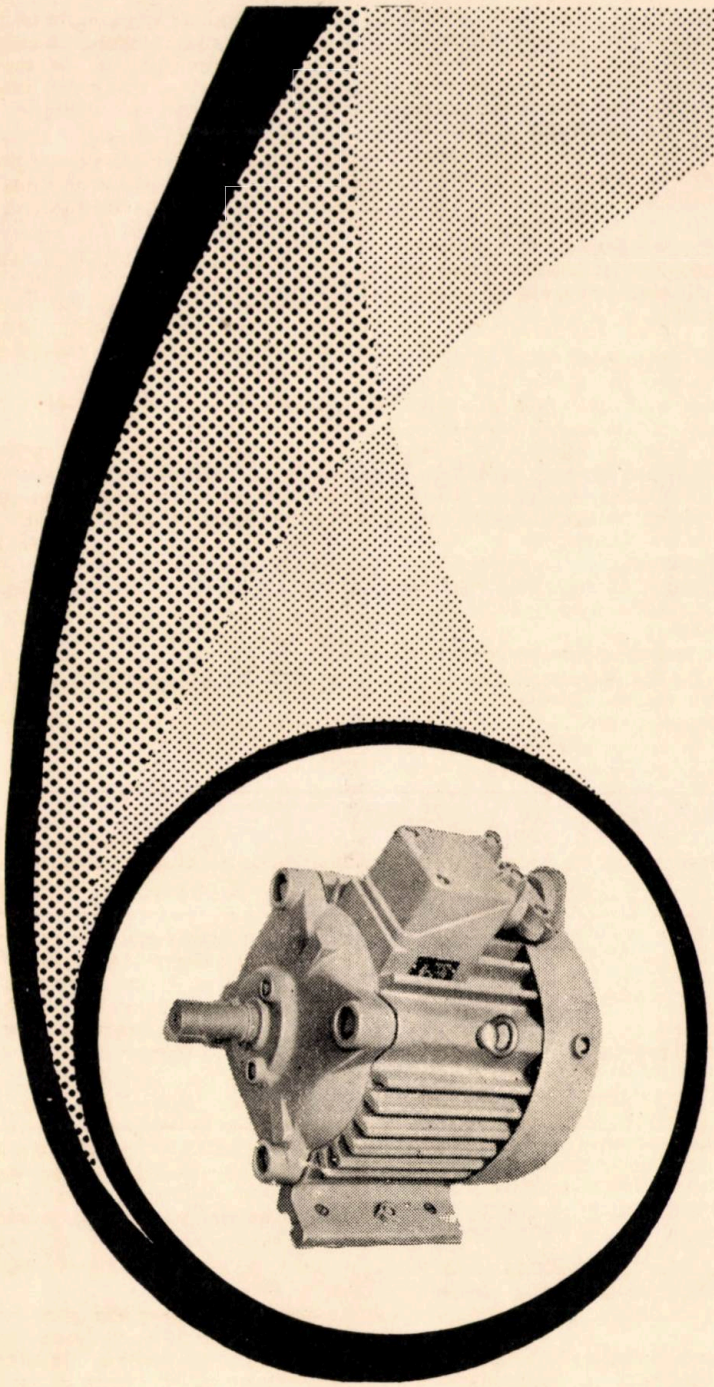
Se dau caracteristicile și performanțele utilajelor noi folosite în minerit.

Rozoúski M.: **Investițiile în industria carboniferă în ultimii 15 ani.** Przeglad Gorniczy, nr. 3 (1960).

Se discută starea tehnică și de producție a industriei carbonifere din Polonia, după al II-lea război și politica generală de investiții în ultimii 15 ani sînt caracterizate de perioadele planului de dezvoltare și retacere a industriei carbonifere.

In perioada 1950—1955 cea mai mare parte a investițiilor pentru exploatarea huilelor a fost dirijată spre lucrări miniere (24,3%) și spre mecanizare și electrificare (23,8%), fapt care a permis efectuarea lucrărilor de deschidere a 41 noi orizonturi, din care 18 au fost date în exploatare în 1955.

In perioada 1955—1960 spre lucrările miniere au fost dirijate 20,3% din investiții, iar pentru mecanizare și electrificare 22,5%, ceea ce va permite darea în exploatare în 1960 a 20 de noi orizonturi și a patru mine adînci de huilă și cărbune brun.



Industria poloneză,
specializată în fabricarea
instalaţiilor electrice miniere,

recomandă:

Echipamente pentru mine,
etanşe la apă şi antigrizutoase

- **Transformatoare;**
- **Material pentru instalaţii;**
- **Locomotive cu acumulatoare şi pantografe pentru minele adînci;**
- **Motoare antigrizutoase şi antideflagrante, asincrone cu o putere de pînă la 80 kW pentru instalaţii miniere sau locuri ce conţin gaze uşor inflamabile.**

Prospecte şi cataloage
cereţi sub:

EXPORTOR EXCLUSIV
SOCIETATEA POLONEZĂ CU RESP. LIM.
PENTRU COMERŢUL EXTERIOR
CU ECHIPAMENT ELECTROTEHNIC

„Elektrim"

WARSZAWA 2, CZACKIEGO 15/17 POLOGNE, Tel. 6.62.71 Tel. ex. 1.04.15
ADRESA TELEGRAFICĂ: **ELEKTRIM — WARSZAWA B. P. 254**

„REVISTA MINELOR", organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R., și al Ministerului Minelor și Energiei Electrice. Redacția: Administrația și casieria București, Str. Ioan Ghica nr. 3. Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon: 13.07.30 și 16.78.78 — Abonamente se primesc la sediile filialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabili cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Publicațiile tehnice A.S.I.T. 070124 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin. A.S.I.T., București — Tarif pentru întreprinderi: lei 100 anual. — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: Revista Metalurgia și construcția de mașini lei 48 anual, iar la celelalte reviste tehnice lei 30 anual.

I. P. 2, c. 973

Lei 5

E 1H33

KAT

Revista MINELOR

REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAG. 193–238
MAI
1961

5

ASIT
BUCUREȘTI

MAI
1961
Anul XII
Nr. 5

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. ȘI AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI ELECTRICE

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.07.30 și 13.57.28

CUPRINS

Pagina

* * *: *Industria minieră în plin avînt în anii puterii populare* . . . . 193—195

* * *: *Intreprinderile din industria minieră își îndeplinesc cu succes angajamentele luate în cinstea celei de-a 40-a aniversări a Partidului* . 196—200

LEGRAND I.: *Noi utilaje miniere și preocuparea pentru îmbunătățirea calității produselor* . . . . . 201—204

GRAMOVSCHI I. și TRIF V.: *Realizări și perspective de lărgire a sortimentelor și posibilitățile pentru fabricarea de alte utilaje miniere în viitor la UMMUM* . . . . . 205—206

CORPADE AL., POPESCU G., TÖRPÉNYI L. și JUDE. A.: Combaterea *diluării la exploatarea filoanelor de minereuri complexe* . . . . . 207—215

MICLEA AL. și OLARU GH.: *Aparat pentru verificarea funcționării frînei de siguranță la mașinile de extracție* . . . . . 216—218

HOEPFNER V.: *Acționarea rațională a transportoarelor cu două tobe de la același motor electric* . . . . . 219—229

MAXIM D.: *Calculul termic al conductelor de tulbureală* . . . . 230—232

NOTE

* * *: *Săparea rapidă a unei transversale (522,6 m într-o lună)* . . . 233—236

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

REVISTA MINELOR

ANUL XII — Nr. 5 — MAI 1961

СОДЕРЖАНИЕ

***: *Мощный подъем в развитии горной промышленности в годы народной власти.*
Revista Minelor XII (1961) Nr. 5, СТР 193–195

***: *Предприятия горной промышленности успешно выполняют взятые обязательства в честь 40-ой годовщины Румынской коммунистической партии.*
Revista Minelor XII (1961) Nr. 5, СТР 196–200

Легранд И.: *Производство горного оборудования на рудоремонтном заводе в Петрошанах и борьба заводского коллектива за улучшение качества продукции.* Описывается развитие производства и выпускаемое заводом оборудование.
Revista Minelor XII (1961) Nr. 5, СТР 201–204

Грамовский И. и Триф В.: *Производство горного оборудования на машиностроительном заводе в Байя-Маре и возможности производства в будущем горного оборудования по расширенной номенклатуре.* Представлено развитие завода за последние годы, дана характеристика главнейшего производимого оборудования.
Revista Minelor XII (1961) Nr. 5, СТР 205–206

Корпаде Ал., Попеску Ф. Г., Терпени Л. и Жуде А.: *Борьба с разубоживанием при разработке жильных месторождений руд цветных металлов.* Излагаются мероприятия, предпринятые с целью уменьшения разубоживания на рудниках области Байя-Маре; анализируются полученные результаты и намечаются пути для дальнейшего уменьшения разубоживания.
Revista Minelor XII (1961) Nr. 5, СТР 207–215

Микля А. и Олару Г.: *Аппарат для проверки действия тормоза подъемных машин.* Описание устройства регистрирующего расстояние, пройденное клетью с момента контрольного включения тормоза до полной остановки клети.
Revista Minelor XII (1961) Nr. 5, СТР 216–218

Хэпфнер В.: *Рациональный привод двухбарабанных транспортеров одним электродвигателем.* Доказывается, что на транспортерах с двумя барабанами, имеющими привод от одного и того же электродвигателя посредством жесткой зубчатой передачи в передаче момента вращения участвует только один из двух барабанов, а другой — служит только для центрирования. Благодаря этому теряются преимущества применения двухбарабанного привода — снижение натяжения в резиновой ленте.

В статье дается техническое решение вопроса путем применения планетарной передачи новой конструкции.
Revista Minelor XII (1961) Nr. 5, СТР 219–229

Максим Думитру: *Термический расчет пульпопроводов.*
Revista Minelor XII (1961) Nr. 5, СТР 230–232

* * *: *Скоростная проходка квершлага* (522,6 м *за месяц*).
Revista Minelor XII (1961) Nr. 5, СТР 233–236

CONTENTS

***: *The mining industry in full orisk rise during the years of the People's rule.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 193–195

***: *The entreprises of the mining industry have accomplished the selfengagements taken in honour of the 40th anniversary of the Communist Party in Rumania.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 196–200

Legrand I.: *New mine equipments, and the preoccupation for improving the quality of the products.* The author is presenting the evolution of the fabrication at the U.R.U.M.P. repair works, insisting on the latest achievements.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 201–204

Gramovschi I. and Trif V.: *Achievements and future prospects for enlargement of the assortments and possibilities of manufacturing in future other mine equipments at equipments works-Baia Mare.* The authors show the development of these works in the last few years and the characteristic features of some of the produced equipments.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 205–206

Corpade Al., Popescu F. G., Törpenyi L. and Jude A: *Fighting the dilution in mining of complex ores veins.* The authors give a brief historical survey of the actions undertaken for reducing the dilution at the pits of the Baia Mare mine region and, starting from the reduction of the dilution obtained in the last few years, they analyze the ways by which this reduction was achieved and indicates the directive lines to be followed in future.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 207–215

Miclea Al. and Olaru Gh.: *An apparatus for checking the safety brake of extracting machines.* The authors indicate one of the possibilities of solving the problem of brake checking, consisting of an apparatus recording the distance still covered by the extraction receptacles from the moment when the brake of the extraction machine is released for checking, until the complete stop of the movement
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 216–218

Hoepfner V.: *The rational driving of conveyors with two drums of the same electric motor.* The paper demonstrates in a scientific manner that, at the conveyors with two drums driven by one and the same electrical motor by means of rigid gears of toothed wheels, only one of the drums participates in the transmission of the motor couple, the other drum playing only the rôle of a deviation drum. As a consequence of this fact, the advantages, expected from the use of driving by two motor drums, respectively from the reduction of the maximum tension in the rubber band — are lost. The paper presents technical solutions for obtaining in full the advantages expected by the introduction of a planetary transmission of a new constructional type.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 219–229

Maxim D.: *The thermic calculus of the turbulence pipes.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 230–232

***: *The rapid drilling of a transversal line.* (522,6 m *in a month*).
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 233–236

INHALT

**** : Die Bergwerkindustrie in vollen Aufschwung in den Jahren der Volksmacht.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, S. 193—195

**** : Die Unternehmen der Bergwerkindustrie haben die zu Ehren des 40, Jahrestags der Kommunistischen Partei aus Rumänien übernommenen Verpflichlungen erfüllt.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, S. 196—200

Legrand I.: *Neuartige bergmännische Ausrüstung für die Qualitätsverbesserung der Erzeugnisse.* Es werden die von den URUMP-Werken erzielten Fortschritte in der Herstellung der Maschinen und die letzten Entwicklungen in diesen Werken dargestellt.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, S. 201—204

Gramovschi I. und Trif V.: *Errungenschaften und Erweiterungsaussichten der Sortimente und die zukünftigen Möglichkeiten für die Herstellung von neuen Maschinen in der Fabrik für bergmännische Maschinen und Werkzeuge von Baia Mare.* Es werden die Entwicklung der Fabrik in den letzten Jahren und die technischen Kennzeichen einiger ihrer Erzeugnisse dargestellt.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, S. 205—206

Corpade Al., Popescu F. G., Törpenyi L. und Jude A.: *Bekämpfung der Verdünnung beim Abbau der komplexen Erzgänge.* Nach einer kurzen Geschichte und einer Analyse der bis heute ergriffenen Massnahmen für die Verminderung der Verdünnung in den Gruben der Gegend von Baia Mare, werden von den Verfassern auch die in der Zukunft zu befolgenden Richtlinien angegeben.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, S. 207—215

Miclea Al. und Olaru Gh.: *Ein Apparat zum Prüfen der Sicherheitsbremse der Fördermaschinen.* Im Aufsatz wird eine der Möglichkeiten zur Lösung der Frage zum Prüfen der Bremsen angeführt, wobei ein Apparat zum Registrieren des Bremswegs der Förderkörbe beschrieben wird, der die Bremsen vom Einschalten bis zum völligen Stillstand kontrolliert.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, S. 216—218

Hoepfner V.: *Der rationale Antrieb der Zweitrommelförderer von einem einzigen elektrischen Motor.* Der Verfasser beweist wissenschaftlicherweise dass bei den von einem einzigen Motor durch starre Zahnradgetriebe angetriebenen Zweitrommelförderern nur eine von den zwei Trommeln an das aktive Drehmoment beteiligt wird, während die andere nur als eine einfache Abweichungsrolle arbeitet. Infolgedessen gehen die Vorteile des Antriebs durch zwei aktive Trommeln, d.h. der Verminderung der maximalen Spannung in dem Förderband verloren. Die Behaltung aller dieser Vorteile kann, nach dem Verfasser, erzielt werden, wenn man ein Planetengetriebe einer neuen Art einführt.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, S. 219—229

Maxim D.: *Die thermische Berechnung der Rohrleitungen für die Förderung der Trübe.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, S. 230—232

**** : Schnelles Auffahren eines Querschlages (522,6 m in einem Monate).*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, S. 233—236

SOMMAIRE

**** : L'industrie minière en plein essor dans les années du Pouvoir populaire.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 193—195

**** : Les entreprises de l'industrie minière ont exécuté les engagements pris en l'honneur du 40-e anniversaire du Parti Communiste de Roumanie.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 196—200

Legrand I.: *Nouvelles machines minières et la préoccupation pour l'amélioration de la qualité des produits.* L'auteur présente l'évolution de la fabrication à l'URUMP en insistant sur les dernières réalisations.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 201—204

Gramovschi I. et Trif V.: *Réalisations et perspectives de l'élargissement de l'assortiment et les possibilités de la fabrication de nouvelles machines à l'Usine Mécanique de Machines et Outils Miniers de Baia Mare.* Les auteurs présentent le développement de l'usine dans les dernières années et les caractéristiques techniques de quelques machines fabriquées dans le dernier temps.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 205—206

Corpade Al., Popescu F. G., Tőrpenyi L. et Jude A.: *les moyens de défense contre la dilution dans l'exploitation des filons de minerrais complexes.* Après un court historique et une analyse des moyens de défense contre la dilution employés jusqu'aujourd'hui dans les mines de la région de Baia Mare, on indique aussi l'orientation future dans ce domaine.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 207—215

Miclea Al. et Olaru Gh.: *Un appareil destiné à vérifier le frein de sûreté des machines d'extraction.* Cet article indique l'une des possibilités de résoudre le problème de la vérification des freins. Il s'agit d'un appareil enregistreur de l'espace parcouru par les vases d'extraction du moment qu'on déclenche les freins de la machine d'extraction pour le contrôle, jusqu'à l'arrêt complet du mouvement.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 216—218

Hoepfner V.: *La commande rationnelle des transporteuses à deux tambours par le même moteur électrique.* L'auteur cherche à démontrer d'une manière scientifique qu'aux transporteuses à deux tambours entrainées par un seul moteur électrique à l'aide d'un engrenage rigide de roues dentées, ne prends part à la transmission du couple moteur qu'un seul tambour, tandis que l'autre joue seulement le rôle d'une roue de déviation. À cause de celà on perd les avantages de la commande par deux tambours-moteurs, respectivement de la réduction de la tension maximum dans la bande. L'article donne les solutions techniques pour obtenir ces avantages par l'introduction d'une transmission planétaire d'une nouvelle construction proposée par l'auteur.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 219—229

Maxim D.: *Le calcul thermique des tuyaux pour le transport du trouble.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 230—232

**** : Le creusement rapide d'un travers banc (522,6 m dans un mois).*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 5, p. 233—236

Industria minieră în plin avînt în anii puterii populare

Cu un puternic sentiment de bucurie şi mîndrie patriotică, oamenii muncii din ţara noastră au sărbătorit ziua de 8 Mai — a 40-a aniversare a creării Partidului Comunist din Romînia — eveniment de importanţă istorică pentru destinele poporului romîn.

Partidul Comunist s-a plămădit în focul marilor lupte de clasă din Romînia anilor 1918—1919—1920, în focul avîntului revoluţionar produs în ţara noastră de victoria Marii Revoluţii Socialiste din Octombrie.

In anii grei care au urmat, partidul a condus neabătut masele de oameni ai muncii în lupta împtriva exploatării capitaliste, a organizat lupta zilnică a ţăranilor împotriva înrobirii şi silniciei moşiereşti şi lupta minorităţilor asuprite împotriva subjugării economice, politice şi culturale.

Luptînd încă de la începutul existenţei sale împotriva influenţelor oportuniste şi reformiste din sînul clasei muncitoare, Partidul Comunist din Romînia a chemat la luptă masele proletare pentru organizarea unor largi acţiuni de masă pentru cucerirea de drepturi politice şi economice.

Partidul a luat în mîinile sale conducerea luptelor muncitoreşti din perioada crizei economice care a bîntuit în anii 1929—1933. Aceste lupte care au culminat cu greva de la Griviţa din 1933 au avut loc în condiţiile în care Uniunea Sovietică obţinea victorii hotărîtoare pe frontul construcţiei socialismului, în timp ce lumea capitalistă era cuprinsă de o criză economică de o amploare fără precedent, în condiţiile în care burghezia căuta o ieşire pe de o parte pe calea înfrîngerii clasei muncitoare, prin instaurarea dictaturii fasciste, iar pe de altă parte pe calea dezlănţuirii războiului.

Faţă de războiul criminal antisovietic pornit de sîngeroasa dictatură fascistă antonesciană, partidul nostru a elaborat linia politică de luptă pentru realizarea frontului unic naţional al poporului romîn.

La 23 August 1944, în condiţiile create de victoriile hotărîtoare ale Armatei Sovietice asupra trupelor hitleriste, forţele populare patriotice romîne, organizate şi conduse de Partidul Comunist Romîn, au înfăptuit insurecţia armată şi au răsturnat dictatura militară-fascistă.

Punîndu-se cu abnegaţie în slujba intereselor democratice ale poporului muncitor, partidul a condus lupta maselor de oameni ai muncii pentru alungarea guvernelor reacţionare şi aducerea la putere a unui guvern democratic, după care a urmat izgonirea ultimilor reprezentanţi ai burghezo-moşierimii şi răsturnarea monarhiei. A fost proclamată Republica Populară Romînă, stat în care clasa muncitoare, aliată cu ţărănimea muncitoare, a luat în întregime puterea politică în mîinile ei.

Statul democrat popular a creat condiţia necesară pentru naţionalizarea principalelor întreprinderi industriale, bancare, de transport etc. Prin trecerea mijloacelor de producţie industrială în mîinile clasei muncitoare a fost înlăturată piedica principală care stătea în calea creşterii forţelor de producţie, descătuşîdu-se forţele creatoare ale celor ce muncesc.

Naţionalizarea a pregătit condiţiile pentru conducerea planificată a economiei şi a constituit premisa trecerii la industrializarea socialistă a ţării.

Linia generală a partidului în construirea bazei economice a socialismului şi-a găsit expresia în planurile anuale de stat pe 1949 şi 1950, în cele două planuri cincinale care au urmat, şi în planul de zece ani de electrificare a ţării.

Indeplinirea şi depăşirea acestor planuri au creat condiţia unei dezvoltări nemaiîntîlnite a economiei ţării noastre. In prezent, industria socialistă a R.P.R. realizează în numai 11 săptămîni întreaga producţie industrială a anului 1938.

Faptul că cifrele înscrise în fiecare plan de dezvoltare a economiei naţionale au devenit realitate vie, dă un puternic sentiment de încredere şi hotărîre întregului popor muncitor din ţara noastră pentru îndeplinirea cu avînt crescînd a programelor viitoare de înflorire a patriei.

Realizările de seamă obţinute în construirea bazei economice a socialismului în ţara noastră constituie o mărturie a legăturii indisolubile dintre partid şi popor, o dovadă puternică a justeţei învăţăturii marxist-leniniste cu privire la construirea socialismului. Datorită aplicării consecvente în viaţă a liniei trasate de partid şi colaborării cu întregul lagăr socialist în frunte cu Uniunea Sovietică, în Republica Populară Romînă a fost creată baza economică a socialismului.

Aşa cum a arătat tovarăşul **Gheorghe Gheorghiu-Dej** la adunarea electorală din sala Floreasca: „Cea mai măreaţă cucerire a poporului o constituie victoria socialismului în ţara noastră, crearea bazei economice a noii orînduiri sociale, astfel înfăptuindu-se marele ideal al clasei muncitoare: lichidarea exploatării omului de către om. Poporul muncitor este stăpîn al tuturor bunurilor materiale şi spirituale pe care le produce".

Urmînd învăţătura marxist-leninistă despre legile construcţiei socialiste, partidul a elaborat linia generală care prevede industrializarea socialistă a ţării, dezvoltarea continuă a industriei grele cu pivotul ei, industria constructoare de maşini, înzestrarea tuturor ramurilor economiei naţionale cu tehnica modernă şi sporirea productivităţii muncii.

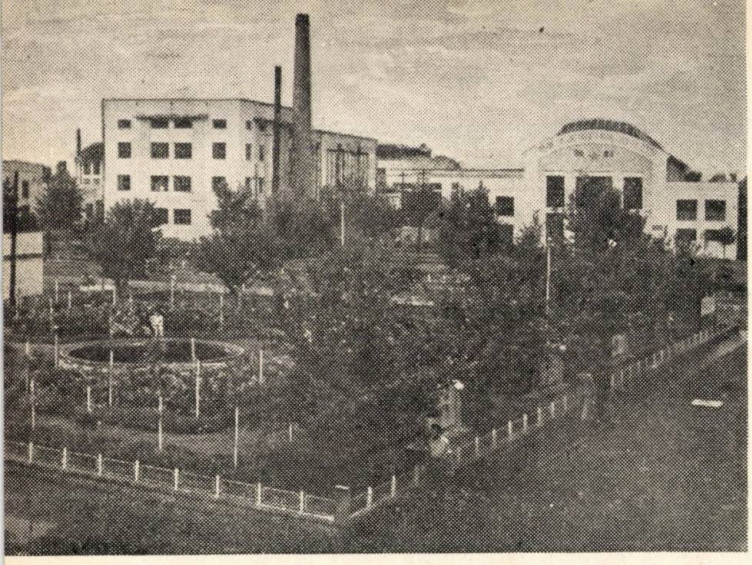
Industrializarea socialistă a R.P.R. a dus şi la înlăturarea repartiţiei neraţionale a forţelor de producţie pe întreg cuprinsul ţării, contribuind astfel la dezvoltarea economică şi culturală a tuturor regiunilor.

Prin construirea hidrocentralei „V. I. Lenin" de la Bicaz s-au creat uriaşe posibilităţi de dezvoltare industrială a unor regiuni rămase sub regimul burghezo-moşieresc într-o stare de totală înapoiere. La Roman, Bîrlad, Botoşani, Fălticeni s-au construit întreprinderi metalurgice şi textile, au fost descoperite noi zăcăminte de petrol în Oltenia; în Dobrogea s-a construit termocentrala „Ovidiu"; în Regiunea Mureş-Autonomă Maghiară s-a dat în funcţiune termocentrala de la Sîngiorgiu de Pădure; începe construirea marelui centru siderurgic de la Galaţi etc.

Unul din cele mai importante evenimente din viaţa şi activitatea partidului nostru l-a constituit Congresul al III-lea care a elaborat măreţele obiective cuprinse în planul de dezvoltare pe anii 1960—1965 şi în schiţa planului economic pe 15 ani. Congresul a caracterizat politica partidului drept ofensiva neîntreruptă a socialismului, înfăptuirea consecventă a industrializării ţării, a transformării socialiste a agriculturii, a revoluţiei culturale.

Ca urmare a eforturilor depuse în toate ramurile de activitate ale economiei, planul producţiei globale al întregii industrii a fost îndeplinit în anul 1960 în proporţie de 103,6% iar planul producţiei marfă în proporţie de 103%. In anul 1960, volumul producţiei globale a întregii industrii a crescut, faţă de anul 1959, cu 16,9%, realizîndu-se o creştere superioară ritmului mediu anual prevăzut în planul de şase ani (circa 13%). Producţia industrială a crescut în anul 1960 cu circa 67% faţă de anul 1955.

In anul care a trecut au fost obţinute noi succese în ridicarea nivelului tehnic al producţiei. Astfel, în industria siderurgică gradul de folosire intensivă a furnalelor a crescut, faţă de anul 1959, cu 15%, iar cel de folosire a cuptoarelor Martin cu 16%; în industria pe-



Noua fabrică de utilaj minier UNIO-Satu Mare

trolului prin extinderea forajului cu turbina şi îmbunătăţirea regimului tehnologic s-a obţinut o creştere a vitezei de foraj cu 27% la explorare şi cu 12% la exploatare; gradul de mecanizare la transportul cărbunelui în abataj a ajuns la 78,9%, iar la transportul în subteran la 93%.

Dezvoltarea puternică a forţelor de producţie precum şi capacitatea crescîndă a economiei noastre naţionale au determinat sporirea continuă a fondurilor alocate investiţiilor. În anul 1960 s-au investit în sectorul socialist al economiei naţionale (exclusiv investiţiile din fondurile proprii ale G.A.C.) peste 22,5 miliarde lei, cu aproape 5 miliarde mai mult decît în anul precedent. Fondurile de investiţii au fost folosite cu mai mult spirit gospodăresc, crescînd totodată preocuparea pentru organizarea raţională a lucrărilor şi aprovizionarea şantierelor cu materialele necesare.

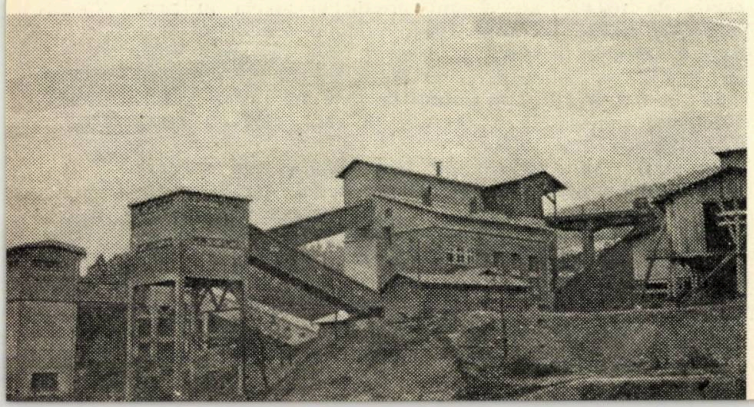
Măsurile de îmbunătăţire a salarizării luate de partid şi guvern în anii 1959 şi 1960 au dus la ridicarea însemnată a veniturilor tuturor categoriilor de salariaţi. În anul 1960, salariul mediu al muncitorilor şi al personalului tehnico-administrativ a crescut cu 9% faţă de 1959 şi cu 15% faţă de 1958.

O deosebită grijă acordă partidul şi guvernul problemelor cu caracter social-cultural. Pentru acţiuni social-culturale s-a cheltuit din bugetul statului în anul 1960 suma de 13,7 miliarde lei, cu 13% mai mult decît în anul 1959. În anul 1960 au fost date în folosinţa oamenilor muncii numai din fondurile statului, un număr de 28 000 apartamente cu o suprafaţă locuibilă de 830 000 m².

Una din condiţiile creşterii rapide a ritmului producţiei şi productivităţii muncii o constituie introducerea tehnicii noi în toate ramurile economiei şi aplicării în practică a cuceririlor ştiinţei moderne. Sub directa îndrumare a partidului, activitatea ştiinţifică strîns legată de problemele producţiei se dezvoltă în mod continuu.

Realizarea unei strînse legături între activitatea de cercetare ştiinţifică şi cerinţele industriei noastre socialiste este în plină dezvoltare. Sub îndrumarea partidului prind viaţă metodele legării ştiinţei de practică, îmbinării cunoştinţelor teoretice cu o bună calificare tehnică, generalizîndu-se experienţa pozitivă acumulată în fiecare domeniu de activitate.

Noua uzină de preparare de la Baia de Arieş



Nivelul tehnicii şi eficacitatea economică a acesteia, formează criterii principale în elaborarea planurilor, în soluţionarea diferitelor probleme legate de dezvoltarea economiei naţionale cum sînt: construcţia de obiective noi, introducerea în fabricaţie a unor maşini şi materiale noi, reutilarea unităţilor economice. Mecanizarea şi automatizarea sînt intensificate şi orientate îndeosebi spre acele ramuri în care se poate obţine cea mai mare eficacitate economică concretizată prin ridicarea productivităţii muncii şi reducerea preţului de cost.

Consolidarea regimului democrat-popular, realizările de însemnătate istorică obţinute în dezvoltarea forţelor de producţie accelerează ritmul dezvoltării relaţiilor de producţie socialiste în ţara noastră şi asigură creşterea continuă a nivelului de trai material şi cultural al oamenilor muncii. Conştiinţa socialistă este factorul principal care stă la baza realizărilor înregistrate în fiecare sector de activitate. Grija faţă de avutul obştesc, ataşamentul faţă de muncă, constituie forme vii ale legăturii dintre partid şi popor în lupta neobosită pentru faurirea noii societăţi. În acelaşi timp partidul educă pe oamenii muncii în spiritul patriotismului şi internaţionalismului proletar — izvorul de nebiruit al orînduirii socialiste.

★

A 40-a aniversare a înfiinţării Partidului Comunist din Romînia constituie un prilej de adîncă bucurie pentru muncitorii din industria minieră.

Privind în trecutul nu prea îndepărtat, cînd peste jalnicele exploatări miniere domnea un pumn de capitalişti, ne putem da mai bine seama de uriaşele transformări petrecute şi în această ramură a economiei noastre naţionale în anii regimului democrat-popular.

Exploatarea prădalnică a bogăţiilor subsolului nostru era realizată prin folosirea celor mai primitive metode de muncă. Carbunele se tăia cu ciocanul de mînă şi tîrnăcopul, iar transportul se făcea cu spinarea, cu roaba, cu vagonete împinse manual sau trase de cai. Această exploatare nemiloasă a bogăţiilor subsolului era însoţita de cea mai crîntă exploatare a muncitorilor mineri, care primeau un salariu de mizerie, în permanentă descreştere, lipsiţi totodată de cele mai elementare măsuri de tehnica securităţii şi protecţia muncii. Despre asigurarea minimului de trai, construirea de locuinţe, şcoli şi spitale nici nu putea fi vorba.

Minerii nu s-au împăcat însă cu această crîntă exploatare. Spiritul revoluţionar, dezvoltarea conştiinţei de clasă, conducerea de către partid a acţiunilor îndreptate împotriva exploatării au creat o tradiţie de luptă în rîndul muncitorilor mineri, care i-a situat în primele rînduri ale clasei muncitoare din ţara noastră.

De la înfiinţarea sa, Partidul Comunist din Romînia a condus luptele minerilor pentru o viaţă mai bună. În condiţiile grele ale ilegalităţii, muncitorii din Valea Jiului şi alte bazine s-au strîns în jurul partidului, luptînd sub conducerea sa pentru satisfacerea revendicărilor lor politice şi economice.

După eliberarea ţării noastre, în cadrul planului general de refacere şi dezvoltare a economiei naţionale, a început să se acorde o deosebită atenţie industriei miniere.

La Conferinţa naţională a P.C.R. din 1945 s-a pus accentul pe necesitatea dezvoltării industriei carbonifere prin atingerea capacităţii normale de producţie în minele existente şi dezvoltarea de bazine noi. Rezultate nu au întîrziat să se arate, cînd cu toată împotrivirea şi sabotajul marilor societăţi carbonifere, producţia de cărbune a crescut în anul 1946 cu 10%, iar în anul 1947 cu 12,7% faţă de 1938. Odată cu naţionalizarea principalelor mijloace de producţie, linia de dezvoltare a industriei miniere îşi găseşte expresia în planurile de

stat pentru dezvoltarea economiei naționale. Astfel, în perioada 1950—1959 producția de cărbune a crescut cu peste 100% iar cea de minereuri neferoase cu peste 80%, atît prin punerea în funcțiune a unor noi unități miniere, cît și prin mărirea capacităților de producție ale minelor existente.

Prin grija partidului și a guvernului față de problema determinării de noi rezerve a fost organizată activitatea geologică, cu puternice unități de cercetare și explorare a subsolului țării. Prin desfășurarea unei intense activități în acest domeniu au fost descoperite și puse în evidență numeroase zăcăminte de cărbune și minerale utile.

Eforturi sustinute au fost depuse pentru modernizarea minelor și introducerea celor mai noi metode de muncă prin utilarea unităților cu masini și mecanisme perfecționate. In acest scop s-a acordat cea mai mare atenție însușirii și introducerii de noi utilaje și metode de exploatare adaptate condițiilor de zăcămînt, care asigură o mecanizare avansată a proceselor de lucru, îmbunătățirea calității și reducerea prețului de cost.

La îmbunătățirea metodelor de exploatare a contribuit în primul rînd ridicarea nivelului tehnic și profesional al lucrătorilor mineri, cărora le stă la dispoziție o rețea organizată de școli de toate gradele, precum și un institut de mine în care sînt pregătite cadrele de ingineri necesare sectorului.

Viața muncitorilor mineri devine zi de zi mai bogată, mai luminoasă. Prin îmbunătățirile continue aduse sistemului de salarizare, cîștigul mediu în această ramură se situează printre cele mai bune din cadrul întregii economii naționale.

Grija deosebită a partidului și guvernului se manifestă și printr-o largă acțiune de construcții de locuințe. Pe harta patriei noastre au apărut orașe noi pentru mineri ca: Uricani, Filipeștii de Pădure, Rovinari, Caonic, Baia Borșa; au fost de asemenea mult dezvoltate cartierele muncitorești din orașele: Petroșani, Lupeni, Lonea, Teliuc, Vulcan, Baia Sprie etc. Se îmbunătățesc în permanență condițiile de muncă din subteran prin aplicarea măsurilor corespunzătoare de tehnica securității și protecția muncii.

Insuflețiți de Directivele C.C. al P.M.R. muncitorii mineri au desfășurat larg întrecerea socialistă în cinstea aniversării a 40 de ani de la înființarea Partidului Comunist din Romînia. Obiectivul principal al acestei întreceri — lupta pentru o calitate superioară a produselor — a stat în centrul preocupării muncitorilor, tehnicienilor și inginerilor din exploatările miniere de pe întreg cuprinsul țării.

O deosebită atenție s-a acordat depășirii planului la extracția de minereuri feroase și neferoase, îmbunătățindu-se totodată indicii de calitate cu respectarea unei exploatări rationale.

Printre alte obiective importante ale întrecerii, la loc de frunte s-au situat: mărirea ciclului de funcționare a instalatiilor de preparare între două reparatii și reducerea duratei reparațiilor; depășirea vitezelor de înaintare planificate la săparea lucrărilor miniere de deschidere și pregătire; creșterea randamentelor de extractie la instalațiile de preparare a cărbunelui cocsificabil peste cele planificate și îmbunătățirea continuă a calității lui; ridicarea calității cărbunelui prin reducerea continutului de cenușă și îmbunătățirea granulației; depășirea sarcinii de creștere a rezervelor de minereuri feroase, neferoase și cărbuni cocsificabili; reducerea prețului de cost pe metru pătrat și pe metru liniar de galerie prin micșorarea consumurilor specifice de materii prime, materiale, energie, combustibili și lemn de mină.

Ca urmare a sarcinilor reieșite din Directivele Congresului al III-lea al P.M.R., lucrătorii din industria minieră trebuie să aibă în continuare în centrul preocupărilor lor creștera productivității muncii, îndeosebi la abataje, precum și accelerarea lucrărilor de deschidere a noilor mine. In acest scop, trebuie acordată cea mai mare atenție însușirii și introducerii de noi utilaje

Colonia pentru minerii din Baia Sprie

și metode de exploatare adaptate condițiilor de zăcămînt, care să asigure o mecanizare avansată a proceselor de lucru, îmbunătățirea calității și reducerea prețului de cost al cărbunilor.

In vederea satisfacerii ritmului înalt de dezvoltare a economiei se cere sporirea însemnată a rezervelor industriale de substanțe minerale utile și în primul rînd a minereurilor de fier.

Așa cum se prevede în Directivele Congresului al III-lea al P.M.R., organizațiile geologice au datoria să aplice cele mai moderne metode de lucru, pentru a da economiei naționale rezervele de minereuri neferoase și cărbuni cocsificabili necesare dezvoltării economiei naționale.

★

Insuflețit de un puternic sentiment de încredere și hotărîre în perspectivele largi ce se deschid în fața lui, poporul muncitor din Republica Populară Romînă a întîmpinat cea de a 40-a aniversare a înființării Partidului Comunist din Romînia, strîns unit în jurul partidului.

Clasa muncitoare, țărănimea, intelectualitatea urmează cu nemărginită încredere partidul, văzînd în rolul său conducător chezășia victoriei în lupta sa pentru construirea noii orînduiri. Poporul muncitor din patria noastră sprijină cu putere politica consecventă a partidului de apărare a păcii, de promovare a principiului coexistenței pașnice, eforturile îndreptate spre unirea tuturor forțelor care luptă pentru pace.

Victoria strălucită a Frontului Democrației Populare în alegerile de la 5 martie oglindește ataşamentul maselor de oameni ai muncii față de politica partidului, constituind o ilustrare grăitoare a democratismului real al orînduirii noastre sociale și de stat.

Bilanțul bogat cu care s-au încheiat lucrările sesiunii Marii Adunări Naționale ilustrează rolul crescînd al acesteia în viața social-politică a țării noastre. In cadrul acestei sesiuni a fost ales Consiliul de Stat ca organ suprem al puterii de stat, între sesiunile Marii Adunări Naționale. Alegerea primului secretar al C.C. al P.M.R., tovarășul Gheorghe Gheorghiu-Dej, ca președinte al Consiliului de Stat, votul unanim al deputaților, satisfacția și deplina aprobare cu care oamenii muncii din întreaga țară au primit această alegere, reflectă dragostea și încrederea profundă a poporului față de partidul nostru, față de încercata sa conducere marxist-leninistă.

Cu prilejul celei de a 40-a aniversări a creării Partidului Comunist din Romînia, oamenii muncii din țara noastră strîns uniți în jurul îndrumătorului și călăuzitorului lor — Partidul Muncitoresc Romîn — păşesc cu întreaga lor capacitate și putere de muncă la desăvîrșirea construirii socialismului și apărarea păcii în lumea întreagă.

Construcții de locuințe la Uricani

Întreprinderile din industria minieră își îndeplinesc cu succes angajamentele luate în cinstea celei de-a 40-a aniversări a Partidului

Entuziasmul cu care oamenii muncii din toate sectoarele de activitate își îndeplinesc angajamentele luate în cinstea aniversării a 40 de ani de la înființarea Partidului Comunist din Romînia se oglindește și în activitatea lucrătorilor din industria minieră de pe întreg cuprinsul țării.

În fiecare unitate au fost întocmite planuri de măsuri operative pe baza Directivelor C.C. al P.M.R. cu privire la criteriile principale ale întrecerii socialiste în cinstea măreței sărbători, planuri ce sa-u completate în mod creator prin propunerile venite din partea muncitorilor, inginerilor și tehnicienilor, dornici să contribuie la creșterea producției și productivității muncii, precum și la obținerea unor produse de calitate superioară.

Anul 1960, primul an al planului de șase ani, a marcat o importantă creștere a producției în industria minieră. Producția de cărbune brut a fost în anul 1960 de 8 163 mii tone, iar producția de minereu de fier a fost de 1 460 mii tone, cu 37% mai mult față de anul 1959. Sporuri însemnate de producție s-au înregistrat și în celelalte sectoare miniere.

Muncitorii, inginerii și tehnicienii din ramura minieră, sub îndrumarea și cu sprijinul organizațiilor de partid, își concentrează activitatea lor pentru dezvoltarea în continuare a producției la minele existente și pentru deschiderea de unități miniere noi. Astfel, în curînd vor începe lucrările de deschidere a exploatării de minereu de fier de la Căpuș-Cluj, care va intra în producție în anul 1962. În trimestrul II al anului 1961 va intra în producție, la Călan, instalația experimentală pentru punerea la punct a noului procedeu de cocsificare a cărbunilor din Valea Jiului etc.

În sectorul geologic s-au înregistrat rezultate însemnate în ceea ce privește dezvoltarea în continuare a bazei de materii prime, ca urmare a înzestrării cu utilaje și instalații moderne, a organizării muncii pe șantierele de explorări, a ridicării calificării cadrelor. Prețul de cost pe tona de rezervă industrială explorată a scăzut.

Ministerul Minelor și Energiei Electrice, împreună cu Comitetul Geologic, se preocupă de introducerea metodelor celor mai avansate de cercetare geologică, în vederea obținerii unei creșteri și mai mari de rezerve, cu cheltuieli cît mai reduse. Ca urmare a grijii arătate de partid și guvern acestei activități, se prevede în anul 1961 executarea unui volum de lucrări geologice mai mare decît în anul 1960.

În vederea îmbunătățirii în continuare a eficienței economice a lucrărilor geologice, pe lîngă introducerea tehnicii noi, o deosebită atenție se acordă bunei organizări a muncii pe șantierele geologice, utilizării instalațiilor la capacitatea maximă, economiilor de materiale, efectuării lucrărilor cu indici tehnico-economici cît mai ridicați.

În cele ce urmează sînt prezentate cîteva din realizările colectivelor din unitățile industriei noastre miniere, în cinstea celei de-a 40-a aniversări de la înființarea Partidului.

Muncitorii, inginerii și tehnicienii de la E. M. LUPENI — Cominatul Carbonifer Valea Jiului, au primit cu entuziasm Directivele C.C. al P.M.R. cu privire la criteriile generale ale întrecerii socialiste în cinstea aniversării a 40 de ani de la înființarea Partidului Comunist din Romînia. Răspunzînd acestei chemări, colectivul respectiv și-a luat următoarele angajamente mai importante :

1. Depășirea planului pe anul 1961 cu 25 000 t la producția brută de cărbune cocsificabil, astfel încît dinamica planului de producție pe anul în curs, împreună cu angajamentul luat, reprezintă o creștere de 15% față de nivelul anului 1960. În vederea realizării angajamentului, viteza de înaintare a abatajelor-cameră a fost majorată de la 41,6 m, la 48,3 m pe lună.

2. Asigurarea și creșterea capacității de producție a minei prin executarea în bune condiții a tuturor obiectivelor principale din planul de investiții respectarea termenelor de punere în funcțiune și majorarea vitezelor de avansare la înaintările în cărbune și în steril.

3. Ridicarea nivelului tehnic în toate sectoarele importante ale exploatării. Astfel, în cursul anului 1961 se vor realiza următoarele :

— se va extrage din abatajele frontale cu susținere metalică o cantitate de 500 000 t cărbune, față de 460 000 t prevăzute în plan ;

— se va extinde susținerea metalică în galerii pe o lungime totală de 6 200 m și susținerea cu inele de boltari pe o lungime totală de 1 000 m ; în urma realizării celor de mai sus, consumul de material lemnos se va reduce față de plan cu 1,08 m^3 pe 1 000 t producție ;

— se vor extrage 170 000 t cărbune prin tăiere mecanică ;

— se vor încărca mecanic în galerii 28 000 m^3 cărbune, față de 27 000 m^3 din plan.

4. Îmbunătățirea calității cărbunelui prin reducerea cu 0,2 puncte a normei interne de cenușă. În această direcție au fost luate următoarele măsuri :

— împușcarea selectivă în lucrările miniere cu intercalații sterile ;

— extinderea alegerii sterilului ;

— stimularea brigăzilor care dau cărbune de calitate superioară și crearea unei opinii critice de masă față de brigăzile care dau o producție de calitate inferioară.

5. Creșterea productivității muncii cu 2% față de indicele prevăzut pentru anul 1961, reprezentînd o creștere de 11,5% față de realizările anului 1960.

6. Realizarea de economii în valoare de 800 000 lei față de cheltuielile prevăzute în planul prețului de cost, prin mecanizarea proceselor de lucru, extinderea susținerii moderne și realizarea producției de bună calitate.

7. Îmbunătățirea modului de desfășurare a întrecerii socialiste și pe profesiuni în tot cursul anului 1961, în vederea realizării obiectivelor arătate mai sus, astfel ca toți muncitorii, inginerii și tehnicienii să fie cuprinși în întrecere.

Colectivul E. M. PETRILA *de asemenea a răspuns cu avînt chemării partidului pentru desfășurarea largă a întrecerii socialiste.*

Printre obiectivele înscrise la loc de cinste în planul de măsuri, se află depășirea planului anual de producție cu 35 000 t cărbune, din care pînă la data de 8 Mai s-au realizat peste 22 000 t, precum și realizarea următorilor indici de calitate planificați : conținut maxim de cenușă 30,5%, conținut de umiditate 7,5%, și depășirea la granulație a indicelui prevăzut în normele interne.

O atenție deosebită se acordă productivității muncii, care va crește în cursul anului 1961 cu 3% față de plan, realizîndu-se o productivitate medie de 1,21 t pe post. În același timp se va realiza o economie suplimentară la prețul de cost de 730 000 lei.

Un loc important în cadrul planului de măsuri îl ocupă organizarea avansărilor rapide la orizonturile XI și XII. La pregătiri, s-a realizat o viteză medie de 43,5 m/lună, depășindu-se angajamentul luat, iar la abatajele-cameră s-a realizat o viteză medie de 91,9 m/lună, față de angajamentul de 76,5 m/lună. Se vor introduce armături metalice la 4 265 metri și armături cu inele de boltari la 2 300 metri de galerii.

Printre alte angajamente importante se numără : extinderea burajului cu nisip la 10 locuri de muncă, reducerea prețului de cost pe metru de galerie de cercetare cu 2%, micșorarea consumului de lemn de mină la 46,3 m^3 pe 1 000 t.

★

La E. M. VULCAN *din același combinat planul de măsuri tehnico-organizatorice îmbunătățit cu angajamentele luate în cinstea aniversării a 40 de ani de la înființarea partidului a prins viață. Încă cîteva din angajamentele luate și realizările obținute :*

— depășirea planului de producție cu 28 000 t cărbune, din care 10 000 t cărbune cocsificabil ; pentru aceasta a fost mărită capacitatea de transport a materialului de rambleu al puțului 7 vest prin crearea unui siloz de material concasat în afara morii ;

— depășirea productivității muncii cu cel puțin 0,015 t pe post ; în acest scop se vor organiza toate locurile de muncă în vederea folosirii judicioase a tuturor factorilor ce contribuie la desfășurarea producției ;

— reducerea cheltuielilor de producție cu 1 300 000 lei, din care pînă la 8 Mai s-au realizat 500 000 lei ;

— înfăptuirea planului tehnic și a tuturor angajamentelor luate pentru realizarea și depășirea lui ; pentru aceasta au fost elaborate instrucțiuni precise pentru fiecare tip de mașină de încărcat, haveză etc., a fost întocmit un grafic de lucru cu mașinile de încărcat și cu haveza, în care s-au prevăzut reviziile și reparațiile periodice :

— realizarea vitezelor de înaintare pe feluri de lucrări ; în acest scop au fost create brigăzi omogene pentru înaintări în steril și în cărbune.

În afara planului de măsuri tehnico-organizatorice a fost întocmit un plan special pentru îmbunătățirea calității produselor.

Un prim obiectiv în cadrul luptei pentru calitatea superioară a produselor îl constituie asigurarea unei perfecte selecționări a cărbunelui cocsificabil de cel energetic, fără a produce perturbații la încărcare și transport. Printre măsurile luate în cadrul acestui obiectiv de primă importanță se evidențiază: marcarea îngrijită a vagonetelor de cărbune cocsificabil față de cele cu cărbune energetic; însilozarea separată a celor două sorturi de cărbune, în cadrul separației existînd două sisteme de semnalizare: optic și acustic; instruirea tuturor muncitorilor de la transport și a celor de la separație cu instrucțiuni privind selecționarea cărbunelui cocsificabil.

Alte obiective le constituie reducerea conținutului de cenușă cu 0,5 puncte, a umidității cu 1 punct și a subgranulației cu 5 puncte. Pentru aceasta se va face claubajul sterilului la sortul 40—80 în cadrul separației și se va intensifica alegerea sterilului la punctele de încărcare, precum și pe benzile transportoare în subteran și la suprafață. Se va asigura de asemenea funcționarea mașinilor de curățit vagonete și se va monta un culbutor vibrant în vederea intensificării curățirii vagonetelor; se vor mări numărul și cantitatea de probe pe sectoare; în abatajele cu vîlturi de apă, aceasta va fi captată și va fi condusă în galeria de bază prin conducte; se va revizui planul cenușii, pe sectoare, în fiecare lună, în funcție de ponderea producției pe strate.

★

Angajamentele luate sînt traduse în viață și la TRUSTUL MINIER „ARDEALUL"-ORADEA. *În cinstea aniversării a 40 de ani de la înființarea Partidului Comunist din Romînia, colectivul acestui trust, sprijinit în permanență de organizația de partid, a desfășurat larg întrecerea socialistă, privind îndeosebi creșterea productivității muncii, îmbunătățirea calității produselor și reducerea prețului de cost.*

Pentru aducerea la îndeplinire a acestor angajamente vor fi luate următoarele măsuri, din care o parte au și fost aduse la îndeplinire:

— s-au întocmit grafice de lucru la E. M. Sălajul *și* Voievozi, *pentru mașina de încărcat GNL-30; asemenea grafice se întocmesc la toate exploatările miniere și pe toată durata anului pentru utilajele importante ca: mașini de încărcat, combine etc. și cuprind de asemenea cantitățile operate mecanic de fiecare mașină;*

— a fost depășit planul tehnic de încărcare mecanică la înaintări, pe întregul trust, cu 77,7%;

— se organizează la fiecare exploatare și sector brigăzi reprezentative de înaintare rapidă;

— se vor organiza la E. M. Șorecani un schimb de experiență cu E. M. Bratca în vederea însușirii metodei de armare cu boltari;

— se va majora planul de susținere metalică a galeriilor cu 33%;

— se va extinde armarea metalică în abatajele frontale cu 5 000 t;

— a fost redus, în trim. I, consumul de lemn de mină cu 8,7% față de cel planificat, prin introducerea susținerii metalice în galerii și abataje și prin extinderea susținerii cu boltari;

— se va reduce cu 3% prețul de cost al galeriilor și planurile înclinate prin realizarea de economii la consumurile de lemn, de materiale explozive, împușcarea cu găuri lungi, folosirea mai bună a mașinilor și cărucioarelor de încărcat, evitarea susținerii provizorii și săparea lucrărilor la profilul definitiv, fără a avea nevoie de lărgiri ulterioare, mai ales la galeriil ece se vor betona;

— se va depăși indicele de productivitate a muncii planificat cu 1%, prin utilizarea mai rațională a forțelor de muncă la lucrările direct productive și regie; în cursul trim. I productivitatea muncii a fost depășită cu 1,2% față de indicele planificat.

La buna organizare a muncii și la obținerea realizărilor de mai sus au contribuit următorii tovarăși: Muste Ioan, *șef de brigadă la E. M. Sălajul;* Nagy Iuliu, *șef de brigadă la sectorul Ip;* Vereș Emil, *șef de brigadă la E. M. Sălajul;* Kovacs Francisc, *șef de brigadă la E. M. Voievozi și* Kiss Leontin, *primmaistru minier la E. M. Sălajul.*

★

La TRUSTUL MINIER BAIA-MARE *au fost concentrate eforturile în jurul uneia din cele mai actuale probleme, și anume mecanizarea.*

În ultimii ani, s-au înregistrat progrese însemnate în privința creșterii gradului de mecanizare a exploatărilor miniere din cadrul Trustului minier Baia-Mare.

Astfel, exploatările au fost dotate cu utilaje noi, avînd capacități corespunzătoare cerințelor unei producții de înaltă tehnicitate, utilaje produse în țară sau importate din Uniunea Sovietică și din celelalte țări ale lagărului socialist.

Analizînd fazele mersului de mecanizare a lucrărilor miniere se pot desprinde următoarele:

În procesul tehnologic de săpare, faza muncii de perforare a găurilor de mină este în prezent în întregime mecanizată la toate minele bazinului, folosindu-se diferite ciocane și perforatoare pneumatice de tip greu și semigreu verificate pe tipuri și grupe de mine, după duritatea rocilor din zăcămîntul respectiv.

În acest fel, la exploatările Baia-Sprie și Capnic au fost înlocuite toate perforatoarele existente cu perforatoare sovietice moderne de tipul PR-30 K și PR-30 L, fiind prevăzută pentru anul 1961 experimentarea în continuare a celor mai noi tipuri de perforatoare cu frecvență mare.

În prezent, în minele din bazinul Baia-Mare este introdusă în proporție de 100% susținerea mecanică a perforatoarelor prin suporți pneumatici,

simplu sau dublu telescopici, eliminînd astfel efortul greu de susținere pe brațe, contribuind totodată la creșterea productivității de perforare.

La perforarea găurilor se folosesc pe scară largă, începînd cu anul 1959, sfredele armate monobloc. Perforarea găurilor se face exclusiv cu injecție de apă.

În scopul ușurării muncii și al îmbunătățirii condițiilor de muncă la săparea suitorilor, în special aerisirea locului de muncă, s-au experimentat cu rezultate bune sondezele sovietice de tipul BA-100 M. Cu ajutorul acestor sondeze se forează mai înainte în axul suitorului în lucru, găuri cu diametrul 100 mm, care permit aerisirea rapidă a frontului de lucru și mărirea vitezei de înaintare. Pentru anul 1961 este prevăzută creșterea metrajului forat cu sondeză cu 54% mai mult față de 1960.

La încărcarea mecanică în înaintări sînt utilizate mașini cu cupă metalică tip U.R.S.S. PML-5, fabricate în țară de către uzinele „Unio" Satu-Mare, reușindu-se ca în anul 1960 să se încarce 23,7% față de întregul volum de material rezultat din săparea galeriilor. În anul 1961 se prevede ca realizarea din 1960 să fie depășită cu 80%.

În abataje s-a introdus mecanizarea cu screpere la încărcarea și transportul rambeului, operație la care a dat rezultate bune, mărind productivitatea fazei și micșorînd durata fazei inactive a panoului. La transportul minereului în abataje orizontale, problema este încă deschisă datorită unor condiții specifice, ca : granulația mare a minereului, diluția etc.

În cadrul Trustului minier este prevăzută creșterea volumului de transport mecanizat cu screpere, în anul 1961, cu 20% față de anul 1960.

Transportul pe galerii în ultimii doi ani a fost mecanizat pe căile de transport secundare, prin introducerea locomotivelor cu acumulatoare tip LAM-4, fabricate la „Electroputere"-Craiova. Prin introducerea acestora s-a eliminat un volum important de manoperă dificilă, iar prin extinderea plasării locomotivelor și concentrarea transportului minereului pe rostogoale colectoare se prevede creșterea în permanență a productivității muncii. În același timp se prevede creșterea volumului de transport, în anul 1961, cu 15% față de 1960.

O preocupare importantă pe linia micșorării volumului de munci grele și a creșterii productivității muncii a fost extinderea metodelor de exploatare bazate pe forța gravitației, extinzîndu-se această metodă în proporție de peste 30% la Trustul minier Baia-Mare și 94% la întreprinderea „Petre Gheorghe"-Săsar.

În domeniul preparării minereului pentru îmbunătățirea permanentă a procesului de flotare, s-a introdus flotarea stadial ăla exploatarea Baia-Borșa, la mina Burloaia, în vederea creșterii randamentului de extracție a plumbului. În anul 1961 se va aplica la flotația Baia-Sprie un nou flux de flotare pentru obținerea separată a concentratului plumbos și a celui cupros.

La întreprinderea „Petre Gheorghe"-Săsar s-a introdus un procedeu tehnologic nou pentru creșterea capacității de preparare, trecînd de la cianurarea minereului la flotarea minereului și cianurarea piritelor aurifere.

Pentru reducerea consumului de lemn de mină, se va înlocui lemnul cu prefabricatele de beton (la ridicarea suitorilor și susținerea în boltă cu bolțari) la toate exploatările miniere din bazinul Baia-Mare. La mina Băița se experimentează susținerea trapezoidală cu elemente prefabricate de beton.

Consumul specific de lemn de mină s-a redus în trim. I al anului 1961 cu 13,7% față de anul 1960, reprezentînd circa 350 m^3 lemn de mină.

Exploatările miniere din cadrul T.M. Baia-Mare și-au luat angajamentul ca în cursul anului 1961 să reducă gradul de diluare a minereului cu 10% față de realizările anului 1960, prin împușcarea selectivă a minereului. Realizări deosebite în acest domeniu au obținut tovarășii Burza Teodor și Chindriș Valer de la exploatarea Herja.

În scopul creșterii raportului optim ce trebuie să existe între lucrările deschise și pregătite, se vor aplica noi orientări în executarea acestora și anume :

— determinarea continuității zăcămintelor în adîncime prin executarea de foraje subterane ;

— creșterea vitezelor de săpare a lucrărilor miniere de deschidere și pregătire cu cel puțin 20% la galerii și 10% la suitori, față de anul 1960.

Aceste realizări au fost posibile datorită muncii pline de abnegație a lucrărilor de la înaintări : de la exploatarea Cavnic — Vereș Iuliu și Soncutean Petru ; de la exploatarea Baia-Borșa — Unguraș Alexandru și Mihali Gavrilă ; de la exploatarea Rodna — Stecz Anton și Moldovan Maxim ; de la exploatarea Băiuț — Danciu Ioan și Bolchiș Vasile ; de la exploatarea Herja — Sidertău Florian.

La întreprinderea „Petre Gheorghe"-Săsar, la lucrările de înaintare, s-au evidențiat minerii : Pop Gheorghe IX, Sandor Alexandru, Hotea Petru I și Cristea Ioan, iar la lucrările de abataj — Bozai Ioan.

★

O dată cu naționalizarea principalelor mijloace de producție au fost luate măsuri eficiente pentru lichidarea stării de înapoiere în care au fost lăsate minele de către capitaliști. Minele vechi au fost reconstruite și modernizate, s-au construit unități noi dotate cu o tehnică modernă. Au fost date în folosință mii de locuințe pentru mineri, s-au construit școli, spitale, săli de sepctacole, cluburi, magazine, dispensare, băi etc., toate avînd drept scop asigurarea unei vieți fericite pentru mineri.

În același timp au fost luate măsuri hotărîte pentru îmbunătățirea condițiilor de muncă, pentru asigurarea condițiilor corespunzătoare de protecția muncii și tehnica securității. A fost creată Stația de cercetări pentru securitatea minieră de la Petroșani, iar Institutul de igiena munci din R.P.R. și secțiile Iași, Cluj, Timișoara se ocupă cu studierea cauzelor și stabilirea măsurilor care să înlăture complet îmbolnăvirea muncitorilor minieri.

Urmărind necontenit realizarea de condiții optime de lucru în industria minieră, Consiliul Central al Sindicatelor, împreună cu Comitetul Geologic și Ministerul Minelor și Energiei Electrice au elaborat și au tipărit „Norme de tehnica securității pentru minele de minereuri feroase, neferoase nemetalifere și de sare".

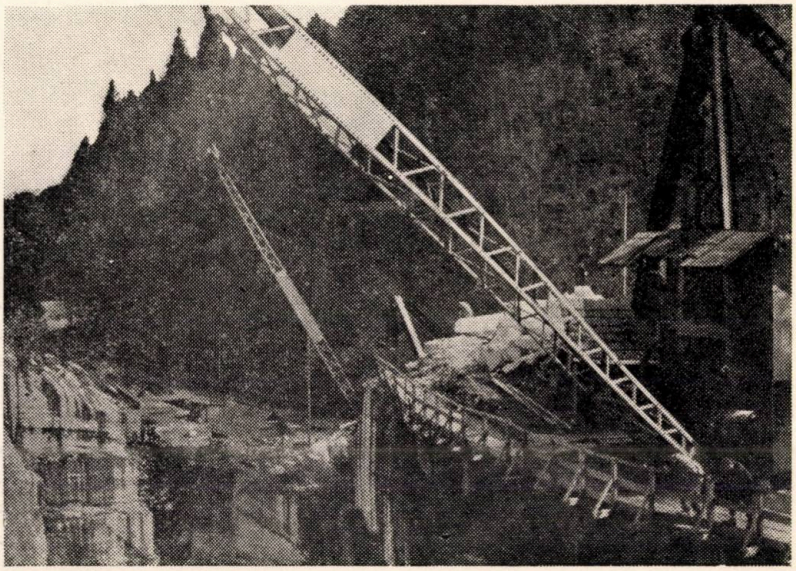
Lucrarea sus-amintită constituie o unificare a tuturor normelor și instrucțiunilor elaborate anterior, astfel ca întreg mineritul metalifer și nemetalifer să se desfășoare după aceleași prescripții de tehnica securității. Această prezentare unitară a problemei va contribui la însușirea mai bună a normelor respective de către muncitorii, inginerii și tehnicienii care lucrează în diferite sectoare din cadrul minelor feroase, neferoase, nemetalifere și de sare.

În cursul anului 1961 se vor revizui și reedita Normele de Tehnica Securității pentru cărbuni și nisipuri bituminoase, care vor fi puse de acord cu ultimele progrese ale tehnicii mondiale, asigurînd din ce în ce o securitate mai mare a lucrătorilor din această ramură a industriei miniere.

De asemenea în cursul acestui an vor fi editate pentru prima dată în țară Normele de Tehnica Securității privind lucrările la zi.

★

Înfăptuirile obținute pînă în prezent de colectivele de muncitori, ingineri și tehnicieni din industria minieră în cinstea aniversării a 40 de ani de la înființarea Partidului Comunist din Romînia, constituie o chezășie că angajamentele luate pe întregul an vor fi îndeplinite înainte de termen, fapt ce va aduce o contribuție de seamă la realizarea cu succes a planului de șase ani în această importantă ramură a economiei noastre naționale.



Mecanizarea carierii de marmoră Ruşchiţa

Construcții noi în Baia Mare

2274 Bo 11/61
LEFORDITVA

CZ. 622.233.002.5

Noi utilaje miniere și preocuparea pentru îmbunătățirea calității produselor

Ing. I. LEGRAND

Uzina de reparat utilaj minier din Petroșani situată în centrul bazinului carbonifer al Văii Jiului are ca sarcină principală confecționarea pieselor de schimb pentru utilajele miniere din cadrul unităților Combinatului carbonifer — Valea Jiului. În cadrul uzinei se mai execută diferite utilaje miniere unicate sau prototipuri, elemente metalice pentru susținerea abatajelor și galeriilor, lucrări de reparații capitale și mijlocii ale utilajelor miniere, precum și alte diverse lucrări în cadrul planului de colaborare cu alte întreprinderi industriale din țară.

În anii regimului de democrație populară uzina a cunoscut un ritm de dezvoltare deosebit.

Astfel, în comparație cu anul 1948 volumul de producție-marfă a crescut față de anul 1960 cu circa 260%, numărul de utilaje cu 72%, iar productivitatea muncii cu peste 161%.

Dezvoltarea uzinei în centrul celui mai mare bazin carbonifer al țării a devenit o necesitate obiectivă, ca urmare a dezvoltării exploatărilor miniere din bazin, și, în special datorită aplicării liniei trasate de partid în problema mecanizării muncii în subteran.

Dacă în anii regimului burghezo-moșieresc vechile Ateliere centrale, amplasate în clădiri necorespunzătoare și dotate cu utilaje rudimentare aveau sarcina de a executa lucrări de întreținere și reparații a utilajelor miniere, reduse ca număr, ce nu au existat la minele din bazinul nostru, astăzi URUMP execută o mare diversitate de produse, atît ca sortimente de piese cît și ca dimensiuni de gabarit și greutate.

În ultimii ani, pe baza necesităților exploatărilor miniere, a existat tendința ca URUMP să fie profilat spre executarea sortimentelor :

— piese de schimb ;
— utilaje miniere ;
— elemente de susținere metalice ;
— extinderea centralizării reparațiilor capitale a utilajelor miniere din Valea Jiului.

Produsele executate se pot grupa în patru categorii :

a) produse de serie, ca, de exemplu ; susțineri metalice pentru galerie, stîlpi metalici pentru abataj ;

b) produse de serie mică sau unicate, ca, de exemplu : aparate de cuplare la funicular, pompe centrifugale, colivii de extracție, ventilatoare miniere, piese de schimb pentru utilaj minier ;

c) utilaje experimentale și prototipuri, ca, de exemplu : perforatoare pneumatice rotative, mașini diverse de încărcat, culbutor vibrant, mașini de curățat vagonete, instalații de brichetare, trolii de acționare a funicularelor și altele ;

d) reparația capitală și mijlocie a utilajelor miniere mobile din Valea Jiului.

Muncitorii, inginerii și tehnicienii de la Uzina de reparat utilaj minier-Petroșani, sub îndrumarea permanentă a comitetului de partid și cu sprijinul organizației sindicale și a organizației UTM, muncesc cu elan pentru traducerea în viață a sarcinilor ce le revin pe baza hotărîrilor Comitetului Central al Partidului Muncitoresc Romîn și ale Guvernului Republicii Populare Romîne privind desăvîrșirea construcției socialismului din țara noastră.

An de an și zi de zi, oamenii muncii din URUMP, alături de toți oamenii muncii din țara noastră, sub conducerea P.M.R., obțin succese importante în lupta pentru creșterea continuă a producției, pentru creșterea productivității muncii, continua îmbunătățire a calității producției și scăderea neîntreruptă a prețului de cost, sarcini de bază și de importanță primordială în lupta pentru victoria socialismului.

Traducerea în viață a Directivelor celui de-al III-lea Congres al Partdiului Muncitoresc Romîn privind ridicarea nivelului tehnic al producției și îmbunătățirea continuă a calității producției se înfăptuiește în uzină pe baza planurilor de măsuri întocmite în acest sens și datorită elanului oamenilor muncii, care desfășoară larg întrecerea socialistă pe profesii.

În cursul anului 1960 în Uzina de reparat utilaj minier-Petroșani, s-au obținut succese importante în domeniul creșterii volumului producției, în creșterea productivității muncii și în îmbunătățirea calității producției.

Pe baza succeselor obținute și a experienței cîștigate, oamenii muncii din uzină luptă cu și mai mult elan pentru realizarea sarcinilor de plan ce le revin pe anul 1961 avînd ca obiectiv principal îmbunătățirea permanentă a calității produselor.

Factorii cei mai importanți care acționează asupra calității unui utilaj sînt :

— calitatea proiectelor executate ;
— calitatea materialelor folosite în execuția utilajului ;
— tehnologia aplicată ;
— gradul de precizie al execuției ;
— exigența controlului la recepționare ;

— îmbunătăţirea caracteristicilor tehnice pe baza urmăririi comportării utilajului în exploatare.

Analizînd modul în care colectivul de muncitori, ingineri şi tehnicieni din Uzina de reparat utilaj minier s-au preocupat de aplicarea în practică a Directivelor celui de-al III-lea Congres al P.M.R. privind îmbunătăţirea calităţii cît şi ridicarea nivelului tehnic al producţiei se pot desprinde următoarele aspecte : URUMP execută lucrări de utilaje miniere pe baza documentaţiilor tehnice proprii şi a documentaţiilor tehnice întocmite în diferite unităţi de proiectare din Valea Jiului ca : UPD sau SCMMP cît şi în afară de Valea Jiului ca IPROMIN, ICEPROM etc.

În comparaţie cu anii precedenţi se poate afirma că în ultimii ani calitatea proiectelor s-a îmbunătăţit în mod simţitor, desenele de execuţie a diferitelor repere cît şi cele de ansamblu se întocmesc în mod mai îngrijit şi contribuie prin aceasta la uşurarea execuţiei utilajelor.

Pentru utilajele unicate şi în dimensiuni mari, se recomandă însă extinderea construcţiei pieselor sudate din laminate, în locul pieselor turnate, care sînt mai scumpe datorită elaborării modelelor. De asemenea, în proiectarea unor repere nu se ţine cont ca acestea să fie cît mai simple, deoarece forma complicată a acestora implică operaţii tehnologice dificile, greoaie şi în consecinţă şi scumpe.

În vederea eliminării deficienţelor privind calitatea documentaţiilor tehnice în uzină este necesară întărirea biroului de proiectări, aşa fel, încît acesta să poată cuprinde întreaga muncă ce-i revine Serviciului constructor-şef în elaborarea proiectelor pentru produse noi, a modernizării produselor existente, a verificării documentaţiilor tehnice primite din afara întreprinderii, elaborarea normelor interne, propuneri de standardizare şi întocmirea cataloagelor de produse.

Materialele prescrise de proiectant şi utilizate de constructor în execuţia utilajelor au un rol determinant privind calitatea produselor. În legătură cu aceste probleme trebuie să arătăm că pentru construcţia utilajelor miniere, în cazuri frecvente, nu se utilizează materialele cele mai corespunzătoare, dacă ţinem seamă de condiţiile pe care trebuie să le îndeplinească utilajele miniere şi anume : rezistenţă mare, greutate redusă, gabarite reduse.

Metodele tehnologice aplicate în executarea produselor, nivelul de calificare a muncitorilor şi exigenţa organelor de control pe faze de producţie joacă, de asemenea, un rol important în acţiunea de îmbunătăţire a calităţii produselor. Prin aplicarea metodelor de muncă înaintate ca : turnarea în amestec de nisip cu silicat de sodiu şi uscat, cu bioxid de carbon, turnarea în cochile, turnarea centrifugală, tratamentul termic al roţilor dinţate prin călire superficială, sudura automată, forjarea în matriţe închise etc., s-au obţinut în uzină rezultate bune care au contribuit la ridicarea nivelului tehnic al producţiei, aceste probleme constituind în continuare o preocupare de bază pentru toţi muncitorii, tehnicienii şi inginerii din URUMP.

În rezolvarea sarcinii privind îmbunătăţirea continuă a procesului tehnologic un rol important îl are Serviciul tehnolog-şef care trebuie să lărgească numărul de procedee tehnologice moderne care se aplică în uzină, iar în acelaşi timp să extindă aplicarea anumitor procedee la cît mai multe repere.

Ridicarea nivelului de calificare a muncitorilor are un rol deosebit de important în îmbunătăţirea calităţii produselor şi, prin cursurile de perfecţionare pentru muncitori şi specialişti, această acţiune se desfăşoară cu rezultate satisfăcătoare.

În cele ce urmează vom prezenta cîteva aspecte mai caracteristice din activitatea URUMP în domeniul producţiei de utilaj minier.

Pompe centrifugale

Pompele centrifugale construite, în ultimii ani la URUMP au avut caracteristicile prezentate în tabela 1.

Tabela 1

1 Specificare	2 Nr. de etaje	3 Caracteristici			
		4 m³/h	5 Înălţime de refulare m. col. apă	6 Turaţie ture/min	7 Putere CP
8 Pompă centrifug.	3	15	25	1 450	3,4
8 Pompă centrifug.	6	15	50	1 450	7,5
9 Idem tip CSM	4	30	100	1 450	41
„ „ „	4	70	100	1 450	50
10 „ „ Standard	4	180	160	1 450	163
„ „ „	5	180	200	1 450	222
„ „ „	5+5	180	400	1 450	475
11 „ „ Ajap	10	300	600	1 450	800

Din tipurile de pompe construite în uzină, o frecvenţă mai mare o au pompele tip Standard, cu debit de 180 m³/h cu 5 etaje, avînd înălţimea de refulare H=200 m sau grupuri de 2 pompe legate în serie, acţionate de un singur motor central cu H = 400 m.

În ultimul timp, colectivul de muncă din uzină s-a preocupat de îmbunătăţirea calităţii utilajului fabricat şi de îmbunătăţirea procesului tehnologic de fabricaţie.

În scopul îmbunătăţirii caracteristicilor de funcţionare a pompei, proiectul a fost refăcut efectuîndu-se următoarele :

— Reproiectarea rotorului, ceea ce a condus la un efect economic ca : îmbunătăţirea debitului şi a presiunii create de pompă şi îmbunătăţirea randamentului.

— Modificarea sistemului de echilibrare a împingerilor axiale, înlocuind echilibrarea cu rulmenţi

axiali combinată cu rotoare găurite prin echilibrare cu disc.

Din punct de vedere constructiv, s-au mai înlocuit piesele componente interioare ca : roți directoare, statoare, bucșe etc. ce erau construite din două jumătăți, cu piese dintr-o singură bucată, fapt ce a avut drept consecință reducerea manoperei de confecționare a pieselor respective în medie cu 20%.

De asemenea, piesele interioare care în timpul funcționării sînt în contact nemijlocit cu apa de circulație și deci sînt supuse acțiunii de eroziune, s-au uzinat din oțel aliat cu crom și cu mangan. Prin aceasta s-a prelungit durata de serviciu a pompelor de 2.5 ori, odată cu menținerea parametrilor ridicați de funcționare.

Ventilatoare centrifugale miniere

URUMP execută ventilatoare centrifugale cu aspirație unilaterală pentru aerajul principal al minelor cu următoarele caracteristici :

debit $Q = 1\,500 - 2\,520$ m³/min ;
depresiune $h = 125$ m C.A. ;
turație $= 600 - 750$ rot/min.

Aceste ventilatoare constituie un produs nou pentru uzină și din încercările efectuate la punerea în funcțiune a primelor ventilatoare, se poate afirma că produsul este reușit și corespunde în funcționare din punct de vedere tehnic, obținîndu-se un randament de peste 0,6.

Toată construcția ventilatorului este în execuție sudată.

Mașini de încărcat

Mecanizarea încărcării cărbunelui în abatajele minelor din patria noastră constituie una din sarcinile principale trasate de cel de-al III-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn. Problema mecanizării încărcării cărbunilor a constituit o preocupare permanentă pentru inginerii și tehnicienii minieri și electromecanici din Valea Jiului, și, în acest domeniu, au fost construite numeroase prototipuri de mașini de încărcat, care, după caz, au dat rezultate mai mult sau mai puțin satisfăcătoare.

Dintre utilajele construite în uzină și care au dat rezultatele cele mai bune pînă în prezent prezentăm următoarele :

a) *Încărcător cu bandă de cauciuc* avînd următoarele caracteristici :

lungime	5 000 mm ;
lățime	600 mm ;
înălțime	1 700 mm ;
lățimea benzii cauciuc	550 mm ;
viteza benzii	1 m/s ;
puterea	5 kW.

Debitul este în funcție de lopătare, încărcătorul ușurînd această operație fără a o mecaniza însă complet. Se prevede ca acest încărcător să fie utilizat la înaintarea galeriei.

b) *Mașina de încărcat cu lanț și sape* (tip Valea Jiului) este destinată încărcării cărbunelui în abatajele camere dotate cu transportoare cu raclete și prezintă următoarele caracteristici :

greutatea proprie	130 kg ;
lungimea maximă	2 470 mm ;
înălțimea maximă	735 mm ;
lățimea maximă	510 mm ;
raza de acțiune	2 500 mm ;
debitul maxim	60 t/h ;
debitul mediu realizat	30 t/h ;
viteza lanțului cu sapă	0,75 m/s ;
puterea motorului electric	2,2 kW ;
turatia motorului	2 860 rot/min ;
tensiunea la motor	127 V ;
tensiunea de comandă	24 V ;
consumul mediu de energie	0,05 kWh/t ;
pregătirea pentru lucru	12 min ;
pregătirea pentru repaus	6 min.

Culbutor vibrant

Culbutorul vibrant servește la curățirea vagonetelor miniere de resturile depuse pe fundul vagonetelor, după golirea lor, folosind vibrarea vagonetului în poziție răsturnată.

Spre deosebire de alte metode de curățire a vagonetelor cunoscute cum sînt cele cu tobe din perii de sîrmă sau cu jet de apă, curățirea prin vibrare permite executarea acestei operații în timp mult mai scurt, mai eficace și în mod automatizat.

Prototipul unei astfel de mașini a fost executat la URUMP și în perioada de experimentare s-a constatat că principiul utilizării vibrațiilor la curățirea vagonetelor dă rezultatele scontate. În prezent se execută un al doilea tip de culbutor vibrant îmbunătățit din punct de vedere constructiv și care prezintă următoarele caracteristici :

puterea motorului	4,5 kW ;
frecvența vibratorului	2 800 vibrații/minut ;
amplitudinea	0,5—1,0 mm ;
durata de curățire	12—15 s.

Pentru curățire, vagonetul este introdus într-o colivie ce se află suspendată pe arcuri în interiorul unui culbutor.

În timpul răsturnării culbutorului cu ajutorul unui piston pneumatic, vagonetul este strîns în colivie tot cu pistoane pneumatice.

Agitatoarele formate din două excentrice vibrează sincron în sensuri inverse, fixate de colivie, și sînt puse în mișcare de un motor electric fixat de construcția culbutorului prin intermediul unor curele trapezoidale. După curățire, vagonetul este adus în poziția normală rotind culbutorul.

Elemente metalice pentru susținere

Elementele metalice pentru susținere în galerii și abataje constituie produse de serie și se compun din patru sortimente distincte :

a) cadre metalice pentru galerii ;
b) stîlpi de abataj tip GHH ;
c) grinzi metalice pentru susținerea abatajelor ;
d) Stive metalice extensibile.

a) *Cadrele metalice pentru galerii* se confecționează în două tipuri și anume :

1) cadre din șină de cale ferată uzată compusă din două elemente în patru dimensiuni conform gabaritelor monografiilor de armare ;

2) cadre de galerie din profile laminate tip clopot și care constituie un produs nou în uzina noastră.

Elementele acestor cadre se curbează la rece cu ajutorul unui calandru cu trei role.

Pentru crearea condițiilor de execuție a acestui nou produs introdus în fabricația uzinei, s-a adaptat o mașină veche, care nu era utilizată, și a cărei construcție în perioada de experimentare a fost îmbunătățită.

b) *Stîlpi de abataj.* În abatajele frontale ale minelor din Valea Jiului pentru armare se utilizează stîlpi metalici tip GHH.

În prezent URUMP execută două tipuri de stîlpi de abataj cu următoarele caracteristici :

L_{min}	L_{max}	P_{max}	G	*Observații*
(m)	(m)	(t)	(kg)	
1,8	2,8	50	125	pentru strate groase
1,0	1,4	40	65	pentru strate subțiri

În funcționarea stîlpilor de abataj o condiție importantă o constituie corecta execuție a lacătului, astfel ca fălcile de strîngere să asigure o frecare corespunzătoare pe întreaga lor suprafață de contact.

La începutul fabricației s-au întîmplat greutăți în această problemă, însă prin studierea amănunțită a comportării stîlpilor de abataj s-a reușit în prezent să se pună la punct tehnologia de fabricație.

Pentru recepționare, s-a construit în uzină un banc de probă ce constă dintr-o presă hidraulică de 100 t și unde se recepționează prin încercare, individual, fiecare stilp.

c) *Grinzile metalice de susținere în consolă* pentru abataje frontale constituie un element important în cadrul acțiunii de înlocuire a materialului lemnos subteran.

Pînă în prezent s-au construit mai multe tipuri în curs de experimentare.

d) *Stive metalice extensibile* (tumbe). Aceste stive sînt preconizate în vederea înlocuirii stivelor de susținere și de a reduce sarcina pe stîlpi metalici din front.

Caracteristicile acestor stive sînt :

portanța	220 t ;
greutatea	200 kg ;
înălțimea	600 — 900 m.

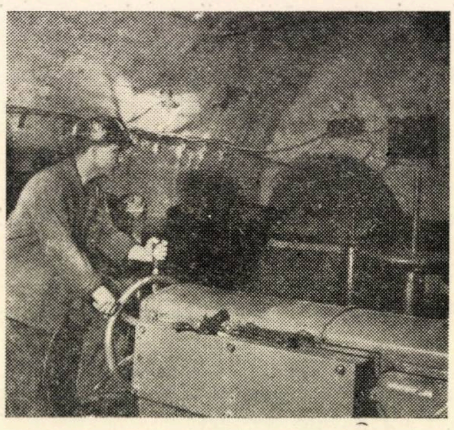
Extensibilitatea acestor armături permite potrivirea înălțimilor lor la grosimea variabilă a stratului de cărbuni.

În vederea asigurării creșterii continue a productivității muncii, a reducerii continue a prețului de cost și îmbunătățirea neîncetată a condițiilor de muncă din subteran, Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. prevăd extinderea mecanizării lucrărilor miniere, dezvoltînd în acest scop construcția utilajelor miniere din țara noastră.

În această direcție, uzinei de reparat utilaj minier-Petroșani îi revin sarcini sporite în vederea satisfacerii cerințelor exploatărilor miniere din bazin. Posibilitățile actuale ale uzinei noastre și capacitatea ei de producție pot asigura în viitor o creștere simțitoare a producției.

Pentru traducerea în viață a hotărîrilor C.C. ale P.M.R. și ale Guvernului R.P.R., izvorîte din directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R. privind ridicarea nivelului tehnic al producției, colectivul uzinei de reparat utilaj minier-Petroșani este ferm hotărît să muncească cu tot elanul pentru realizarea sarcinilor ce îi revin.

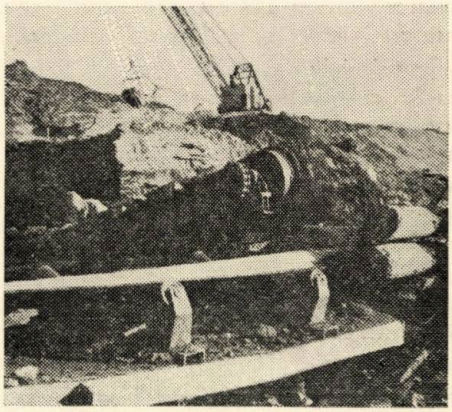
1



Mașina de extracție a puțului nr. 3 de la exploatarea minieră Petrila — Valea Jiului.

2

Exploatarea lignitului la exploatarea minieră Rovinari.



CZ. 622.233.002.5

Realizări și perspective de lărgire a sortimentelor și posibilitățile pentru fabricarea de alte utilaje miniere în viitor la UMMUM *)

Ing. I. GRAMOVSCHI și Ing. V. TRIF

Odată cu dezvoltarea industriei miniere din bazinul Baia Mare, s-a simțit necesitatea creării unei unități de întreținere și de deservire a unităților miniere cu piese de schimb și utilaje miniere și de preparare. În acest scop, în anul 1950 în bazinul nostru a luat ființă un atelier central în cadrul Trustului minier din Baia Mare.

Pînă în 1960 această unitate a deservit Trustul minier, precum și alte întreprinderi miniere cu piese de schimb și reparații, încercînd în mod sporadic și producția unor utilaje miniere mai simple, ca : vagoneți de funicular, colivii de extracție culbutoare etc.

Din anul 1959 în cadrul Trustului minier s-a impus, pe plan intern, rezolvarea problemei evacuării apelor acide din mine. Uzina noastră a pornit să soluționeze de asemenea problema construirii pompelor centrifugale antiacide.

Ținînd cont de specificul minelor, amplasamentul stațiilor de evacuare, debitul orar, înălțimea de refulare, aciditatea apelor etc. s-a întocmit în anul 1959 un proiect pentru o pompă centrifugală orizontală, antiacidă, avînd caracteristicile Q = 2 000 l/min, H = 120 m, cu patru rotoare, N = 100 kW și n = 1 450 rot/min.

Fiind rezolvată partea constructivă și a caracteristicilor tehnice, în fața constructorilor și a tehnicienilor din uzină s-a ridicat problema grea și importantă, aceea a alegerii și elaborării în condițiile existente a aliajului cu rezistență maximă la coroziune, în funcție de gradul de agresivitate a apelor din mină. S-a ales inițial un aliaj cu o compoziție similară oțelului incorodal Sp 4, avînd un conținut de circa 9—15% crom, circa 18% nichel, sub 1% mangan.

Încercările de elaborare a aliajului Sp 4 nu au dat rezultate, constatîndu-se o oarecare separare a elementelor componente.

În urma acesteia s-a ales aliajul STAS T 13 NC 185, care pînă în cele din urmă s-a reușit să se elaboreze conform prescripțiilor cu o structură austenitică omogenă corespunzătoare.

În cursul anului 1960, s-a construit și livrat unităților miniere 3 buc. pompe, care pînă în prezent, după circa 8 luni de funcționare, au dat și continuă să dea rezultate mulțumitoare.

În cursul execuției și montării au fost eliminate majoritatea deficiențelor constructive semnalate, rămînînd să se urmărească în continuare comportarea în timpul funcționării la unitățile miniere.

Pe baza proiectului îmbunătățit este în curs de execuție o nouă serie de asemenea pompe sub formă de utilaj complet, inclusiv echipamentul electric de acționare.

Un alt utilaj minier mult solicitat de unitățile miniere este pompa de mină verticală antiacidă. La UMMUM se construiește un prototip din acest gen de pompe cu caracteristicile : Q = 2 000 l/min, H = 120 m, cu 4 trepte, puterea motorului de 100 kW și turația 1 450 rot/min.

Pe baza experienței de la pompele centrifugale orizontale s-a ales același material — T 13 NC 185 — urmînd ca parametrii de funcționare să fie verificați în timpul omologării.

Pe lîngă utilajele miniere folosite pentru extracție, UMMUM a trecut la confecționarea utilajelor necesare industriei de preparare.

Pînă în prezent s-au confecționat pentru experimentare cîteva bucăți pompe de tulbureală de 2″. Din rezultatele obținute în exploatarea lor, aceste pompe au dat rezultatele prevăzute în proiectul de execuție, realizînd un debit Q = 1 000 l/min, H = 16 m CA la o putere de 7,0 kW și 1 450 rot/min. La alegerea materialului s-a adoptat oțelul T 36 M 17, care are o duritate suficientă pentru exploatare și totodată poate fi prelucrat prin așchiere.

Bazați pe experiența confecționării pompelor de tulbureală de 2″, cît și a confecționării de piese de schimb pentru pompe de tulbureală de diferite mărimi, în anul 1960, s-a început construirea unui prototip de pompă de tulbureală de 8″ după proiectul ICEPROM. Caracteristicile prevăzute de proiectant sînt : Q = 480 m³/h (8 000 l/min) H = 28 m CA, cu o putere de antrenare 100 kW, la o turație de 1 450 rot/min, în prima etapă de funcționare, iar în a doua se prevede în același debit și la o înălțime de refulare de 45 m CA, o putere a motorului de 170 kW. Tipul pompei este centrifugală-monoetajată.

Față de pompele de acest gen executate la noi în țară, această construcție reprezintă tipul cel mai mare.

În afară de pompele amintite mai sus UMMUM execută în mod curent colivii de extracție cu dife-

*) Uzina Mecanică de Mașini și Utilaj Minier.

rite gabarite, vagonete de funicular de mai multe tipuri etc.

De menționat că varietatea mare a tipurilor de vagonete de funicular în ce privește construcția și mărimea, are o influență negativă asupra productivității muncii și prețului de cost, astfel că se impune o acțiune de tipizare și unificare a acestora, cît și a altor utilaje, în mod centralizat.

Astfel, în perioada ce urmează, începînd din anul 1961, UMMUM va produce următoarele utilaje de tip nou : pompe centrifugale antiacide orizontale, cu debitul de 2 000 l/min, $H = 150$ m și 240 m CA avînd puterile de antrenare de 150 kW și 250 kW la turații de 1 450 rot/min.

Avînd experiența pompelor centrifugale antiacide orizontale executate pînă în prezent, problema confecționării acestor pompe nu prezintă o greutate în plus față de cele indicate mai înainte.

În viitor, față de dotarea uzinei cu utilajul existent, există posibilitatea de a confecționa și alte utilaje miniere și de preparare. Astfel, conform fișei de profil uzina noastră va fabrica ca produs de bază *grinzi metalice articulate și stîlpi hidraulici de susținere în abataje*, a căror documentație tehnică este în curs de elaborare în faza I.

Dintre utilajele necesare industriei miniere și de preparare, pe care avem posibilitatea de a le fabrica în anul 1961, amintim : celule de flotare metalice tip IPROMIN cu capacitatea de 2,8 m^3, în grupuri de 2 și 3 ; ciururi vibratoare de diferite tipuri de 2 ; 4, 3 ; 6 m^2 ; filtre de vid 5 și 10 m^2 ; îngroșătoare ϕ 3 000 ; clasoare mecanice cu spirale 300 x 2700 : clasoare simplex și duplex ; hidrocicloane de la 10 la 100 m^3/h și $H = 25$ m ; pompe centrifugale Wilflei de 3″, 4″, 6″ și 10″ ; clasoare cu fălci ; pompe de vid 630 m^3/h ; suflante SRD-2 1300 m^3/h etc.

Această varietate mare de utilaje prezintă unele greutăți de ordin tehnic și constructiv, întrucît unele sînt prototipuri, iar altele se vor fabrica pentru prima dată la noi în uzină.

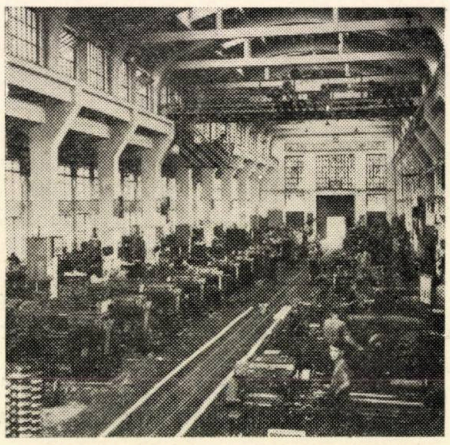
Astfel, întocmirea tehnologiei de fabricație, alegerea materialelor celor mai indicate, elaborarea șarjelor pentru obținerea acestora, pregătirea tehnologică a turnării pieselor constituente, dotarea cu scule și dispozitive noi a secțiilor de prelucrare, precum și adaptarea unor mașini pentru efectuarea de operații speciale, cît și alte probleme noi care se vor ivi, necesită o pregătire și un efort mărit pentru muncitorii, inginerii și tehnicienii noștri în vederea obținerii unor utilaje de bună calitate.

Pentru verificarea caracteristicilor tehnice și încercarea în funcționare a utilajelor care necesită acest lucru, s-au luat măsuri pentru proiectarea și construirea unui stand de încercare precum și dotarea uzinei cu o mașină de echilibrare dinamică a rotoarelor.

În vederea posibilităților de lărgire și de mărire a capacității de fabricare de utilaj minier în viitorii 2—3 ani se prevede dezvoltarea uzinei, amplificarea secțiilor productive și dotarea lor cu utilaje corespunzătoare și adecvate operațiilor de executat, astfel că pînă în anul 1965 producția uzinei să crească de circa trei ori față de 1960.

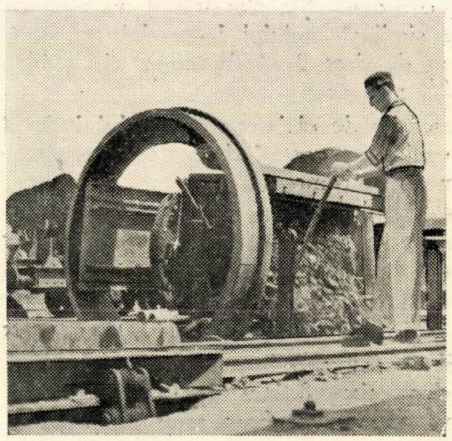
Ținînd cont de importanța pe care o are industria minieră în cadrul economiei naționale, Directivele Congresului al III-lea al Partidului Muncitoresc Romîn a trasat ca sarcină concretă dezvoltarea uzinelor constructoare de utilaj minier, printre care este cuprinsă și Uzina mecanică de mașini și utilaj minier din Baia-Mare.

Colectivul uzinei a primit cu un deosebit entuziasm sarcinile trasate, asigurînd prin angajamentele lor partidul și guvernul că le vor duce la îndeplinire, dînd patriei produse cît mai multe și de cea mai bună calitate.



Hala de mecanică a uzinei de utilaj minier UNIO-Satu Mare

Instalația de descărcare automată a vagonetilor cu minereu de fier



CZ. 622.34.004.2

Combaterea diluării la exploatarea filoanelor de minereuri complexe

Din experienţa Trustului minier Baia Mare

Ing. Al. CORPADE, ing. GABRIEL F. POPESCU, ing. L. TÖRPÉNYI, ing. A. JUDE

În lumina documentelor Plenarei C.C. al P.M.R. din decembrie 1959, în care se critica atenţia insuficientă ce se acorda problemei conţinutului de metal la exploatarea minereurilor neferoase, colectivele de muncitori, tehnicieni şi ingineri din exploatările miniere ale Trustului Baia Mare, sub conducerea organizaţiilor de bază şi cu sprijinul organelor sindicale, au pus un accent deosebit pe descoperirea şi folosirea rezervelor interne existente în acest sens. Un loc important printre acestea l-au ocupat măsurile întreprinse în vederea reducerii diluării cu steril a minereului.

În acest scop, în cursul anilor 1959 şi 1960 atenţia s-a îndreptat spre fixarea şi respectarea profilelor miniere de săpare în funcţie de grosimea filonului, împuşcarea selectivă în fronturile de lucru unde a fost cazul, selecţionarea mai atentă a minereului în subteran, utilizarea mai raţională a instalaţiilor de claubaj.

Aplicarea acestor măsuri, a contribuit la depăşirea sarcinii producţiei globale pe 1959, dîndu-se peste plan produse în valoare de circa 20 000 000 lei. Productivitatea valorică a crescut în acel an faţă de plan cu 9,2%, realizîndu-se concomitent economii la producţia marfă de aproape 11 000 000 lei.

Mobilizaţi de sarcinile trasate de conducerea partidului, prin expunerea tovarăşului Gheorghe Gheorghiu-Dej la Plenara C.C. al P.M.R. din 3—5 decembrie 1959, colectivele de la exploatări şi trust au transformat în 1960 acţiunile întreprinse în anul 1959 pentru reducerea diluţiei, în preocupări de fiecare zi. La fiecare şedinţă de producţie analizarea calităţii minereului ocupă un loc important, rezultînd iniţiative valoroase din masele de muncitori. Aport pozitiv în această problemă l-au avut şi schimburile de experienţă dintre exploatări efectuate pînă în prezent, schimburi ce se vor continua şi în viitor.

Acţiunile practice în problema amintită, au fost însoţite şi de preocupări intense ale cercurilor ASIT care prin referate şi lucrări documentare au scos în evidenţă importanţa deosebită a acesteia.

I. Consideraţii introductive

Minereul de o anumită concentraţie naturală în util, în cursul procesului de producţie (excavare, transport, rambleiere etc.) pierde în mod inerent din această concentraţie prin amestecarea cu roca sterilă înconjurătoare. Această scădere a calităţii minereului, respectiv a concentraţiei sale naturale, este contrară însă scopului urmărit prin activitatea minieră care constă tocmai în concentrarea substanţei utile.

Diluarea minereului scumpeşte preţul de revenire al metalelor, datorită cheltuielilor inutile cauzate prin operarea cantităţii de steril în plus, în diversele faze ale procesului de producţie, începînd de la excavare şi pînă la preparare inclusiv.

Diluarea minereului în cazul exploatării zăcămintelor filoniene de metale colorate, variază în limite foarte largi, în funcţie de grosimea filonului, condiţii geologice şi metode de lucru, putînd ajunge uneori pînă la valori de ordinul a 80% şi chiar peste, punînd în discuţie chiar oportunitatea exploatării unor zone de zăcămînt.

Insemnătatea problemelor legate de reducerea diluţiei constă şi în folosirea mai bună a capacităţilor de producţie, în vederea creşterii producţiei de metale.

Potrivit importanţei tehnico-economice pe care o prezintă problema diluţiei, aceasta a format obiectivul unor preocupări pe scară intinsă a unor cercuri de specialişti, practicieni şi oameni de ştiinţă. În literatura de specialitate sovietică mai ales, precum şi în publicaţiile ASIT, a fost expusă latura teoretică a problemelor privind importanţa, metodologia de determinare şi de urmărire, precum şi o serie de măsuri de combatere a diluţiei.

În industria extractivă de minereuri neferoase din ţara noastră, putem marca cîteva acţiuni însemnate în legătură cu preocupările pentru popularizarea importanţei economice a reducerii diluării, precum şi a căilor pentru combaterea ei. Acestea au fost efectuate pe linie de ASIT şi preluate apoi de colectivele de practicieni din exploatări. Este însă de men-

ţionat că faţă de însemnătatea evidentă a problemei şi faţă de materialul bogat teoretic de care se dispune, aplicarea practică a concluziilor acestor materiale rămăsese pînă nu de mult considerabil în urmă.

Preocupările privind reducerea diluţiei în regiunea Baia Mare au o vechime de aproximativ un deceniu. În anul 1951 s-au făcut primele studii privind stabilirea procentului maxim de steril în minereul extras, iar în anul 1952 a fost elaborat un proiect de regulament cuprinzînd normele tehnice de lucru pentru combaterea diluţiei. În anul 1953 a fost organizată o consfătuire regională ASIT pe tema importanţei economice a reducerii diluţiei, un material sintetic fiind publicat şi în Revista Minelor din acel an.

Specialiştii din bazinul Baia Mare şi-au adus contribuţia în problemele reducerii diluţiei şi cu ocazia consfătuirilor ASIT organizate în alte regiuni, ca de exemplu la consfătuirea din decembrie 1954 organizată la Brad în problema exploatării filoanelor subţiri, la care s-a prezentat o comunicare privind metoda aplicată pentru urmărirea diluării în regiunea Baia Mare şi rezultatele obţinute, lucrare publicată şi în Revista Minelor din anul 1955.

În toamna anului 1957 a avut loc o consfătuire regională ASIT la Baia Mare, pe tema îmbunatăţirii parametrilor şi indicilor tehnico-economici ai metodelor de exploatare, la care au fost desbătute posibilităţile de reducere a diluţiei prin aplicarea corectă a metodelor de exploatare sau a unor noi variante ale acestora. Începînd cu anul 1958, s-a elaborat şi introdus în practică o metodologie unică de calcul şi de urmărire a diluţiei, pe locuri de muncă, genuri de lucrări şi pe grupuri de filoane.

În mod operativ şi practic, concluziile formulate şi masurile preconizate încă mai de mult au căpătat aplicarea începînd din a doua jumătate a anului 1958 şi mai cu seamă în anul 1959. La sfîrşitul anului 1959 pe baza materialului strîns şi a unor experimentări speciale întreprinse la minele cu filoane subţiri s-a făcut o analiză a situaţiei şi o balanţă a eficacităţii masurilor iniţiate pentru combaterea diluţiei. Pe baza acestora, în anul 1960 aplicarea măsurilor de combatere a diluţiei este imprimată cu şi mai multă perseverenţă şi eficienţă în exploatările Trustului.

În cele ce urmează se prezintă evoluţia indicilor de diluţie începînd cu anul 1958, influenţa metodelor de lucru asupra diluţiei şi efectul măsurilor de combatere a diluţiei în funcţie de sursele de diluare.

In ce priveşte *sursele de diluare*, acestea pot fi grupate astfel :

a) steril provenit din pereţii zăcămîntului;
— prin excavare,
— prin copturire,
— prin surpare;
b) steril provenit din intercalaţiile din filon;
c) steril provenit din rambleu :
— din vatră cu ocazia trasportului şi abataj;
— prin amestec cu ocazia introducerii rambleului în spaţiul abatat;
— prin defectarea rostogoalelor ridicate în rambleu.

Între aceste surse, în cazul zăcămintelor din bazinul Baia Mare, ponderea cea mai mare o are sterilul provenit din pereţii filonului, care reprezintă cca 85% din totalul sterilului cuprins în minereul extras.

Sterilul provenit din intercalaţii prezintă o importanţa relativ mai deosebită doar în cazul zăcămintelor de grosime mai mare, precum şi în cazul zăcămintelor stratiforme (tip Burloaia). Spre deosebire de sterilul din pereţi, sterilul din intercalaţii se caracterizeaza însă prin faptul că în general el nu se poate evita în timpul excavării, decît în cazul unor rare excepţii cînd grosimea lui depăşeşte o anumită limita. Ţinînd cont de aceste considerente, toată activitatea organizatorică şi tehnică privind urmărirea şi reducerea diluării s-a axat numai pe sterilul provenit din pereţii zăcămîntului.

Sub aspectul cauzelor care produc diluarea, menţionam că acestea sînt diferite, însă cele de natură subiectivă intervin într-o măsură considerabilă, şi acestea se leagă tocmai de sterilul provenit din pereţi.

II. Metoda de urmărire a diluării

Dintre metodele de determinare şi urmărire a diluării minereului arătate în literatura de specialitate, în cadrul Trustului minier Baia Mare s-a adoptat metoda de urmărire aşa-zis *volumetrică*.

La stabilirea indicilor de diluare ne servim de documentaţia geologică tipografică de care se dispune, stabilind pe baza acesteia grosimea medie, suprafaţa şi volumul masei mineralizate din filon şi a întregii cantităţi excavate. Din corelaţia grosimii, suprafeţei sau volumului masei mineralizate şi a minereului industrial excavat, se stabileşte diluarea pe fiecare loc de muncă şi apoi, prin ponderare, pe feluri de lucrari şi grupuri de filoane.

A trebuit să se renunţe la metoda (considerată mai ştiinţifică şi mai tehnică) bazată pe determinarea precisă a conţinuturilor medii de metale în minereul aflat în zacamînt şi în minereul exploatat, deoarece documentaţia şi condiţiile necesare în acest scop nu sînt şi nici nu pot fi asigurate (conţinutul exact al rezervelor, eşantionarea la fronturile de lucru a minereului excavat, executarea la timp a analizelor chimice etc).

Metoda dovedită a fi mult mai operativă constă deci în exprimarea diluării în funcţie

de cantitatea de steril din minereul excavat, pe baza următoarei relații :

$$d_v = \frac{V_s}{V_e} \cdot 100$$

în care :

d_v este diluția volumetrică, în %;
V_s — volumul de steril din minereul excavat, în m^3;
V_e — volumul total de minereu excavat, în m^3;

Totuși, anual se face o determinare a diluției și pe baza conținuturilor de metal înscrise în documentațiile geologice, pentru a vedea dacă atît în documentația diluării minereului cît și în documentația de rezerve geologice, nu au intervenit erori sensibile.

Pentru aprecierea diluării pe fronturi de muncă, relația volumetrică de mai sus se reduce la o relație simplă între lățimile celor două elemente, ceea ce face ca urmărirea diluării să fie operativă, în sensul că ea poate fi oricînd calculată la fața locului, nu numai de către organele de coordonare tehnică, dar chiar și de către șeful de echipă. În acest mod se pot stabili norme de diluare admisibilă pe fronturi de lucru (cu scopul aplicării și a regulamentului de premiere în ce privește calitatea producției), în timp ce prin metoda bazată pe conținuturi, fixarea normelor și mai ales urmărirea sînt imposibile în mod practic și operativ.

Exprimarea valorii scăderii conținutului se poate calcula pornind de la diluția volumetrică, introducînd în calcul greutățile specifice, respectiv volumetrice, aferente.

Elementele necesare calculului se stabilesc lunar de către personalul geologic și topografic, cu ocazia recepției lucrărilor miniere, acest personal făcînd parte din oficiul din comisiile de recepție. În cursul lunii, conform instrucțiunilor, atît organele serviciului geologic și topografic, cît și maiștrii și șefii de sectoare, urmăresc grosimile filoanelor și înregistrează datele de variație pe parcurs necesare calculului, mai ales pentru zonele care nu sînt accesibile comisiei de recepție la sfîrșitul lunii, luînd totodată măsurile tehnice și disciplinare corespunzătoare.

La încheierea situației lunare, pînă la data de 10 a fiecărei luni pentru luna expirată, se întocmește și se înaintează Trustului o situație în ale cărei coloane se înscriu următoarele date :

— denumirea lucrării;
— filonul, orizontul și panoul;
— înălțimea, lungimea, lățimea, suprafața și volumul excavației totale;
— lățimea, suprafața și volumul filonului, respectiv a masei mineralizate excavate;
— lățimea, suprafața și volumul sterilului excavat;
— coeficientul de diluare volumetrică.

În această situație, locurile de muncă sînt grupate pe genuri de lucrări și pe metode de exploatare, făcîndu-se totalizările parțiale, respectiv mediile ponderate corespunzătoare.

Pe baza acestor situații se pot face analize multiple și se pot trage concluzii utile pentru combatera diluției, identificarea punctelor unde trebue acționat și se poate interpreta just variația diluției în diferite perioade.

Pe baza experienței și a materialului documentar acumulat sistematic în ultimii 2 ani, rezultă că metodologia expusă oferă un mai mare grad de certitudine decît, de exemplu, metodologia aplicată pe linia de calcul al rezervelor. Amintim că pe această linie, în calculul diluției se consideră ca steril diferența dintre lățimea excavată și lățimea medie a mineralizației din panou, și nu lățimea reală a mineralizației pe porțiunea exploatată. Pe lîngă aceasta, în diferența dintre masa mineralizată excavată și masa totală excavată se include și minereul provenit din porțiunile de zăcămînt neprinse în documentația geologică (pilieri, ramuri etc.) și care în mod eronat și mecanic se consideră, pe linia amintită, drept steril.

III. Nivelul diluției la minele Trustului Baia Mare

La începutul perioadei analizate (1958—1960 trim. I.) indicele mediu de diluție pe trust se cifra la 31,7%, care repartizat pe exploatări se prezintă în felul următor :

Baia Sprie	21,0%,
Capnic	25,8%,
Băiuț	23,8%,
Nistru	26,1%,
Herja	55,2%,
Baia Borșa	62,8%.

Acest nivel al diluțiilor a fost considerat, pe bună dreptate, ca fiind nesatisfăcător și în consecință au fost întreprinse noi acțiuni pentru îmbunătățirea situației.

Experiența cîștigată în metodele de combaterea diluției precum și în urmărirea ei, va fi ilustrată în cele ce urmează prin descrierea situației și prezentarea rezultatelor obținute, mai cu seamă la două dintre exploatările noastre unde această problemă s-a pus în mod deosebit de acut. Este vorba de exploatările Herja și Baia Borșa, la care cantitatea de steril din minereul extras era de peste 50%.

La aceste mine, grosimea medie a filoanelor aflate în exploatare nu depășește 0,55 m.

Pentru o situație mai corespunzătoare, vom include în analizele noastre și datele unei alte exploatări, la care condițiile de zăcămînt nu ridică în aceeași măsură greutăți în reducerea diluției, dar care poate fi considerată reprezentativă pentru celelalte exploatări, cu condiții similare sau chiar mai favorabile. Este vorba de exploatarea Nistru, unde diluția este destul

de ridicată, deşi nu depăşeşte media diluţiei pe Trust.

Din analizele preliminare, a reieşit că reducerea diluţiei nu constă numai în aplicarea unor metode de exploatare denumite selective, ci în prima fază depinde de aplicarea corectă şi în condiţii corespunzătoare a metodelor de exploatare existente. De asemenea, a rezultat că posibilităţile pentru aplicarea unor măsuri considerate speciale din punct de vedere al combaterii diluării, sînt limitate atît de specificul geologic şi de zăcămînt, cît şi de cel de exploatare.

Pentru combaterea diluării au fost concepute şi experimentate mai multe măsuri cu caracter tehnic şi organizatoric, dintre care, în afară de metoda de urmărire şi interpretare, citäm: reglementarea profilelor de săpare, respectiv a lăţimilor de excavare, realizarea în două faze a secţiunii necesare lucrării miniere, respectiv puşcarea separată; selecţionarea sterilului din minereu la locurile de muncă etc.

Ca urmare a acestor măsuri, precum şi în urma unor numeroase experimentări, s-a obţinut ca rezultat crearea unei opinii în rîndurile muncitorilor şi ale personalului tehnic, pe lîngă o reducere efectivă a diluţiei.

Diluţia s-a redus în anul 1959 faţă de anul 1958, în medie pe Trust, cu aproximativ 5 puncte, adică de la 31,7% la 26,9%.

Pogresele considerabile s-au înregistrat la exploatările Borşa, Herja şi Nistru. În detaliu, situaţia diluţiei pe exploatări în anul 1959 se prezintă după cum urmează:

Baia Sprie	19,3%,
Capnic	24,8%,
Băiuţ	23,7%,
Nistru	21,5%,
Herja	51,3%,
Baia Borşa	45,2%.

În baza datelor înregistrate în această perioadă, prezentăm situaţiile următoare:

a) *Situaţia diluţiei pe feluri de lucrări*, redată în tabela 1:

Tabela 1

Situaţia diluţiei pe feluri de lucrări la minele Trustului minier Baia Mare

Specificaţii	Indici de diluţie pe exploatări		
	Baia Borşa	Herja	Nistru
Galerii direcţionale	63,4	77,4	46,0
Galerii de pregătire	58,2	55,0	20,5
Suitori şi susrupturi	65,1	59,6	38,8
Abataje	43,3	45,1	15,5
Total pe mină	45,2	51,3	21,5

b) *Repartizarea volumului total al sterilului excavat din pereţii filonului*, redată în tabela 2;

c) *Influenţa sterilului provenit din diferitele genuri de lucrări asupra diluării totale a minereului* pe exploatare, redată în tabela 3.

Tabela 2

Repartizarea sterilului provenit din pereţii lucrărilor

Specificaţii	Repartizarea procentuală a sterilului		
	Baia Borşa	Herja	Nistru
Galerii direcţionale	5,81	18,43	37,90
Galerii de pregătire	5,19	5,31	6,41
Suitori şi susrupturi	4,97	11,16	19,29
Abataje	84,03	65,10	36,40
Total pe mină	100,00%	100,00%	100,00%

Tabela 3

Componenţa diluţiei totale a minereului

Specificaţii	Raportul cantităţilor de steril provenite din diferite lucrări faţă de totalul minereului extras (%)		
	Baia Borşa	Herja	Nistru
Galerii direcţionale	2,63	9,34	8,14
Galerii de pregătire	2,35	2,68	1,38
Suitori şi susrupturi	2,25	5,68	4,15
Abataje	38,97	33,60	7,83
Total pe mină	45,20	51,30	21,50

Indicii prezentaţi în medie anuală în tabelele 1, 2 şi 3 alăturate, au fost urmăriţi lună de lună, constatîndu-se uneori variaţii în limite relativ largi. Aceste variaţii au fost cauzate în cadrul aceleeaşi exploatări de grosimea filonului, întrucît lăţimile de excavare s-au menţinut în general la acelaşi nivel, după cum se ilustrează prin datele din tabelele 4, 5, 6 şi 7.

Tabela 4

Elementele de calcul ale diluţiei în galeriile direcţionale

Exploatarea	Profil de săpare m²	Grosimea filonului m	Lăţimea de excavare m
Baia Borşa	3,87	0,3—0,92	1,8
Herja	3,87	0,2—1,20	1,8
Nistru	3,87	0,4—2,30	1,8

Tabela 5

Elementele de calcul ale diluţiei în galerii de pregătire

Exploatarea	Grosimea filonului m	Lăţimea de escavare m
Baia Borşa	0,35—0,55	1,0—
Herja	0,25—1,00	0,8—1,6
Nistru	0,30—1,00	1,00

Tabela 6

Elementele de calcul ale diluţiei la suitori

Exploatarea	Grosimea filonului m	Lăţimea de excavare m
Baia Borşa	0,35—0,6	1,6—1,0—1,42
Herja	0,20—1,2	1,45 —
Nistru	0,40—1,5	1,4—1,5—

Tabela 7

Elementele de calcul ale diluției la lucrările de abataj

Exploatarea	Grosimea filonului m	Lățimea de excavare m
Baia Borșa	0,2—0,62	0,8—1,0
Herja	0,2—1,30	0,8—1,8
Nistru	0,6—2,10	0,8—2,35

A. Situația diluției în lucrările de deschidere și pregătire

Din aceste situații rezultă că din lucrările de deschidere și pregătire, și mai ales din galeriile direcționale, provin cantități importante de steril față de cantitățile relativ reduse de minereu. Cantitățile de steril rezultate din lucrările de deschideri reprezintă, în raport cu volumul total al minereului industrial extras, o pondere importantă, care în cazul minelor Herja și Nistru se ridică pînă la 15%. Notăm că la exploatarea Borșa, ponderea este cu mult mai redusă (cca 5%), însă această situație nu este normală datorită unor împrejurări specifice care au făcut ca lucrările de deschidere și pregătire să fie executate într-un volum mai redus.

A fost cazul deci, ca și în lucrările de deschidere și pregătire să se intervină prin măsuri corespunzătoare pentru micșorarea diluției. În acest sens au fost luate în considerare și experimentate, următoarele mijloace:

— selecționarea sterilului la fronturile de înaintare;

— reducerea lățimii de excavare (modificarea profilelor);

— împușcarea separată a minereului și sterilului

1. *Selecționarea sterilului* după împușcare în frontul de lucru, în majoritatea cazurilor nu constituie un mijloc de combatere eficace, datorită mai multor factori care determină ca această măsură să aibă un cîmp de aplicare cu totul restrîns, în condițiile de lucru moderne. Astfel, friabilitatea naturală a minereului și a sterilului, cît și condițiile de împușcare, conduc la o granulometrie și la un amestec care reduc foarte mult posibilitatea selecționării.

Operația de selecționare, pe de altă parte, nu este posibilă în condițiile încercării mecanizate și nu permite nici utilizarea cu randament a încărcării cu lopata de pe tablă, implicînd menținerea sistemului învechit de încărcare cu sapa și cu trocul. Prin aceasta, selecționarea la fronturile de înaintare — datorită consumului excesiv de timp, respectiv manoperă, devine incompatibilă cu tendința actuală de organizare a unor înaintări cu viteze de avansări mai mari.

Selecționarea în suitori este nerealizabilă practic, iar cu ocazia încărcării rocii împușcate prin gura de rostogol, nu există decît posibilități minime pentru claubaj.

Eficiența selecționării este diminuată în general și de reducerea posibilității de recunoaștere a bucăților de steril și minereu, din lipsa de vizibilitate suficientă, din cauza prăfuirii, noroirii etc.

Pentru evidențierea efectului selecționării în fronturile de săpare au fost intreprinse în mai multe rînduri încercări sistematice sub supraveghere, din care au rezultat următoarele date:

— Materialul excavat din înaintare are în medie următoarea compoziție granulometrică:

— bucăți + 200 mm	8,0%
— bucăți + 100 mm	13,5%
— bucăți + 50 mm	32,0%
— bucăți — 50 mm	46,5%
Total	100,0%

Prin selecționare, sterilul a fost eliminat numai în proporțiile indicate în tabela 8.

Tabela 8

Rezultatele încercărilor de selecționare a sterilului din materialul excavat la lucrările de înaintare pe filon

Specificare	Incercări mai vechi — Steril selectionat: raportat la total steril excavat %	Incercări mai vechi — Steril selectionat: raportat la total material produs %	Incercări din oct. 1959 — Steril selectionat: raportat la total steril excavat %	Incercări din oct. 1959 — Steril selectionat: raportat la total material produs %
Galerii direcționale	6,4	2,9	4,23	3,30
Suitori	1,7	0,8	—	—
Galerii de pregătire	7,7	3,1	0,48	0,22

Din aceste experimentări s-a desprins concluzia, că selecționarea nu poate da, prin ea însăși, rezolvarea micșorării diluției în limite mai importante și în condiții economice. Totuși aceasta nu exclude ca, în unele cazuri particulare, ea să fie avută în vedere.

2. *Reducerea lățimii de excavare* la strictul necesar permis de scopul lucrării și de însăși condițiile de execuție, constituie o măsură bună și mai eficiente decît selecționarea la fronturile de lucru, avînd avantajul principal că face parte dintre măsurile preventive și nu de remediere.

Această măsură trebuie luată în considerare mai ales la suitori și la galeriile de pregătire, unde nu se aplică în prezent normative de excavare după considerații de diluție, ci se aplică în mod mecanic profilele tipizate pentru lucrările de investiții.

Experiența ne-a arătat de exemplu, că în cazul galerilor de pregătire lățimea de excavare poate fi redusă pînă la 0,8 m, lățime pe care o considerăm minimal necesară. Prin aceasta, la exploatarea Herja diluția în galeriile de pregătire a fost redusă treptat, începînd cu luna iulie 1959, după cum urmează:

— iulie	60,0%,
— august	56,0%,
— septembrie	52,2%,
— octombrie	46,7%,
— noiembrie	39,8%.

Este indicat deci ca la galeriile de pregătire să se renunțe la aplicarea unor profile fixe de galerii, care oferă o gamă foarte limitată de profile oficiale, și să se prescrie execuția în funcție de grosimea filonului.

În ce privește suitorile, profilele tipizate actuale prevăd lățimi necorespunzătoare din punctul de vedere al evitării diluției, cea mai mică fiind de 1,10 m. Experiența a dovedit că lățimea de excavare a suitoarei se poate reduce pînă la 0,8 m și deci se propune acceptarea și introducerea în normele de execuție a unor profile începînd de la această lățime.

Pe scară industrială s-au folosit profile de suitori cu lățimi mai reduse, la exploatarea Baia Borșa în cursul anului 1959. Astfel, în primul trimestru al anului 1959, lățimea practicată la săparea suitorilor a fost de 1,6 m după care lățimea s-a redus la 1,0 m. Prin aceasta, indicele de diluție la suitori a fost redus de la 74% (în trim. I) la 51,5% (media trim. II și III).

3. *Împușcarea separată* constituie cea de a treia măsură experimentată și aplicată la această grupă de lucrări. Ea constă în executarea ciclului de înaintare în două faze, respectiv excavarea mineralizației urmată de excavarea sterilului (sau invers).

Această metodă este aplicabilă în înaintări de galerii și nu poate fi avută practic în vedere la săparea suitorilor.

Pe baza experimentărilor mai recente, s-a dovedit mai corespunzătoare varianta menținerii filonului în mijlocul profilului. În acest caz, se excavează într-o primă fază filonul cu lățime minimală de cca 0,5 m după care în faza a doua se lărgește galeria la dimensiunile dorite. Avantajele acestei variante constau în posibilități mai favorabile pentru urmărirea filonului și de executarea împușcării, precum și pentru respectarea profilului de săpare.

Împușcarea separată în raport cu împușcarea globală are unele dezavantaje, puse în evidență de experimentările efectuate, între care cele mai importante sînt: scăderea productivității fizice și creșterea consumului de explozivi.

Experimentările executate în anii trecuți au arătat rezultatele indicate în tabela 9.

Tabela 9

Rezultatele experimentărilor de împușcare separată la galeriile direcționale pe filon

Indici	Galeria I		Galeria II	
	Împușcare globală	Împușcare separată	Împușcare globală	Împușcare separată
Grosimea filonului (m)	0,30	0,30	0,30	0,30
Randament (m/post)	0,311	0,243	0,229	0,166
Consum specific de explozivi (kg/m³)	1,67	2,40	2,00	3,60
Diluția %	66,0	21,0	72,0	25,0

Rezultă din aceste date că randamentele sînt mai scăzute în cazul împușcării separate cu 22 respectiv 27%, iar consumurile specifice de explozivi sînt mai ridicate la împușcarea separată cu 43—50%. Față de aceste dezavantaje, diluția minereului a scăzut însă în mare măsură (aproximativ de 3 ori), ceea ce aduce avantaje economice acoperitoare sub aspectul prețului de revenire al tonei de metal. Mina însă, ca unitate cu gospodărire chibzuită proprie, sub aspectul indicilor de plan care îi revin (ca: productivitate, fond de salarii, consumuri specifice și preț de cost pe tona de minereu) este formal dezavantajată și ca atare este adesea refractară față de generalizarea acestei metode.

Pe parcurs, în unele înaintări, s-a practicat totuși împușcarea separată, iar mai recent (trimestrul I. 1960) s-au executat din nou și unele încercări de verificare, ale căror rezultate le dăm în tabela 10.

Tabela 10

Rezultatele aplicării împușcării separate obținute în 1960 la înaintările pe filon

Indici	Galeria I		Galeria II	
	Împușcare globală	Împușcare separată	Împușcare globală	Împușcare separată
Grosimea filonului (m)	0,22	0,22	0,45	0,45
Randament (m/post)	0,29	0,136	0,27	0,16
Consum specific de explozivi (kg/m³)	2,8	4,4	2,7	3,4
Diluție %	86,0	57,0	75,0	46,5

Prin aceste încercări se confirmă valabilitatea concluziilor anterioare, și anume că randamentele scad în mod exagerat (cu 47%, respectiv 59% față de împușcarea globală, datorită impedimentelor de împușcare de două ori pe schimb.

Pentru a putea generaliza metoda împușcării separate, este necesară fixarea unor noi norme tehnice adecvate și schimbarea aferentă a indicilor de plan.

B. Combaterea diluției în lucrările de abataj

Din tabelele prezentate a rezultat că minereul provenit din lucrările de abataj are o diluție sensibil mai redusă, cuprinsă între 15,5% (la Nistru) și 45% (la Herja), conform datelor din tabela 11. La minele cu filoane groase (Capnic, Baia Sprie), această diluție este și mai redusă. Dată fiind însă ponderea mare a producției din abataje, acestea furnizează cea mai mare parte a sterilului care ajunge în instalația de preparare (cca 40—80%). Ca atare preocupările s-au orientat de o potrivă și către combaterea diluției din abataje.

Dacă în cazul exploatării filoanelor groase evitarea diluției din pereți este mai ușor realizabilă, în cazul exploatării filoanelor subțiri

Tabela 11

Diluția minereului la lucrările de abataj

Exploatarea	Grosimea medie a filonului m	Steril provenit din abataje		Diluția medie în abataj %
		Total steril excavat %	Total masă excavată %	
Baia Borșa	0,52	84,03	38,24	43,3
Herja	0,53	65,10	33,80	45,4
Nistru	1,10	36,40	9,15	15,5

problema apare mai complexă si mai dificil de rezolvat. Din studiile întreprinse si analizele efectuate pe o perioadă mai îndelungată, s-a ajuns să se stabilească eficienta tehnico-economică și valoarea practică a diverselor măsuri aplicate ca : selectionarea la frontul de lucru, împușcarea separată, reducerea lățimii de excavare, precum și alte măsuri specifice.

1. *Selectionarea sterilului* la frontul de lucru în cazul filoanelor subtiri s-a dovedit — ca și în cazul lucrărilor de deschidere și pregătire — fără eficientă si importantă.

Factorii prohibitivi enumerati la lucrările de deschidere se mentin și în cazul abatajelor, cu mentiunea că granularea si mai avansată a materialului reduce procentul de steril triabil la cantități care nu pot îmbunătăti în mod simtitor calitatea minereului. Cazurile izolate, cînd la frontul de lucru există conditii pentru trierea sterilului cu rezultat economic acceptabil, constituie exceptii si se limitează la panourile din filoane mai groase, care se exploatează în fîsii orizontale cu încărcare și transport nemecanizat. De altfel, secletionarea sterilului în abataie la fel nu este compatibilă cu tendinta actuală de mecanizare a rulajului si de aplicare a unor metode de mare productivitate.

Experimentările făcute în conditii de supraveghere si de urmărire specială, ne-au arătat indicii din tabela 12, valabili pentru condițiile exploatărilor Herja și Borșa.

Tabela 12

Rezultatele medii ale experimentărilor de selectionare a sterilului din minereul la lucrările de abataj

Specificare	Steril selecționat în mină	
	Raportat la total steril excavat %	Raportat la total material produs %
Încercări anterioare	7,1	2,9
Încercări din luna octombrie 1959	3,8	1,8

În ceea ce privește influența metodelor de exploatare asupra diluării minereului, practica ne-a arătat că, în condiții similare de zăcămînt (grosime, duritate etc.) ele nu contribuie în mod esențial. Contrar părerilor formulate anterior de unii tehnicieni, subliniem și cu acest prilej faptul că metoda cu minereu remanent nu conduce la o diluare mai mare în raport cu metoda cu fîșii orizontale, ci din contră, în cazul filoanelor subțiri, oferă chiar posibilitatea efectuării excavării în spații mai restrînse. Aceasta se datorește faptului că operațiile ce se efectuează în front sînt mai reduse la număr și se execută de un personal mai puțin numeros, eliminîndu-se fazele de transport în abataj, ridicarea rostogoalelor, rambleerea etc. care cer un spațiu mai mare de lucru.

Chiar și în cazul cînd metoda cu înmagazinarea minereului se aplică în condiții mai nefavorabile (ca : înclinarea mai redusă și pereți cu tendință mai accentuată de copturire), posibilitătile de evitare a diluției anormale, în faza de ascensiune a abatajului, sînt mai favorabile fată de metoda cu fîșii orizontale, pentru că suprafața liberă a pereților se poate menține cu mult mai mică. În ce privește faza de evacuare a abatajului, problema evitării diluării din pereții slabi se poate rezolva fie prin susținere sistematică (cu șpraițuri sau prin ancorarea peretilor cu ancore cimentate), fie prin așa numita variantă de evacuare mecanizată. Acest din urmă procedeu, pe baza experienței minei Săsar, se pare că rezolvă cu succes, pe lîngă problemele de evacuarea și curățirea abatajului, și evitarea diluției din pereți.

În ceea ce privește posibilitățile de selecționare a sterilului în abatajele cu minereu remanent, experiența a dovedit că specificul tehnologiei exclude efectuarea cu rezultat practic a acestor operatiuni. Solutia cu ridicarea de rostogoale în masa de minereu abatat, care să servească la evacuarea sterilului eventual selecționat, nu a dat rezultate din următoarele motive :

— materialul excavat rezultat din împușcarea fîșiei nu este accesibil decît la suprafața lui, deci fără posibilitate de a fi triat;

— denivelările din abataj îngreunează, respectiv fac imposibilă aducerea sterilului în rostogol;

— scheletul rostogoalelor constituie gîtuiri importante la evacuarea minereului din abataj, provocînd blocări și pierderi de minereu.

2. *Împușcarea separată*, în panourile cu filoane subțiri, a format obiectul preocupărilor, atît în anii anteriori, cît și mai cu seamă în anul 1959. Această tehnologie s-a aplicat în cazul metodelor cu fîșii orizontale, în mod curent la exploatarea Baia Borșa, în varianta cu autorambleierea abatajului.

Din experimentarea metodei de exploatare selectivă, s-au desprins următoarele concluzii :

— Variația grosimii filonului a scăzut mult din valoarea experimentării și a limitat desfășurarea acesteia.

— La o reducere a diluției între 18% (la Băiuț), si 26% (la Baia Borșa și Herja) are loc o scădere a radamentului între 37% (la Băiuț) și 40% (la Borșa și Herja), concomitent

cu o creştere a consumului specific de explozivi între 11 şi 89%.

Considerăm că aceste rezultate sînt susceptibile de îmbunătăţiri, pe măsura deprinderii echipelor şi a personalului tehnic mediu cu noua tehnologie. Din aceste experimentări şi din practica curentă, a reieşit că în condiţiile de zăcămînt ale regiunii noastre (ca: variaţie mare a grosimii filonului, neuniformitatea înclinării filonului şi schimbările frecvente ale direcţiei locale, lipsa salbandelor şi concreşterea adesea difuză cu roca înconjurătoare etc.), tehnologia împuşcării separate, cît şi metodele de exploatare bazate pe această tehnologie, nu pot avea interes practic decît pentru panourile în care grosimea filonului este sub 30 cm, deci în cazurile cu totul izolate.

Pornind de la aceste consideraţii, întemeiate pe experimentările efectuate, cît şi pe practica minelor cu filoane subţiri, am ajuns la concluzia că pentru filoanele cu dimensiuni ce depăşesc grosimea limită de 0,3 m măsura cea mai eficientă şi realizabilă este limitarea lăţimii de excavare.

3. *Limitarea lăţimii de excavare* este aplicabilă atît în abatajele cu fişii orizontale, cît şi în cele cu înmagazinarea minereului.

Pentru metoda cu fişii orizontale, se poate stabili că lăţimea minimală necesară lucrului în front (la filoanele noastre cu înclinarea de peste 60°) este de 0,6 m. Pentru abatajele cu înmagazinarea minereului, se poate considera valabilă aceeaşi lăţime, adică 0,6 m, deşi practica anului 1960 a arătat că este realizabilă o excavare în abatajele remanente de 0,5 şi chiar 0,4 m (mina Herja, sectorul II).

Lăţimile de excavare au fost treptat reduse în cursul anului 1959. Astfel, în panourile cu grosimi de filon de 0,3—0,4 m, lăţimile de excavare s-au redus de la 0,9—1,0 m cît era în primele luni, pînă la 0,8—0,95 m la finele trim. I. Ulterior, la finele trim. II, lăţimile medii de excavare au ajuns la 0,7—0,8 m. Începînd din luna iulie, s-au experimentat şi pus în aplicare măsuri constînd din reglementarea schemelor de împuşcare şi s-a reuşit ca pînă în luna noiembrie, lăţimile de excavare pentru grosimile de filon sub 0,4 m să fie reduse între limitele 0,6—0,7 m. Este de subliniat faptul că aceste rezultate au fost obţinute în condiţiile aplicării normelor de lucru obişnuite. (Tabela 13).

Tabela 13

Influenţa măsurilor de limitare a spaţiului de excavare asupra diluării minereului, aplicate la mina Herja în 1959

Perioada	Grosimea filonului în abataj m				Lăţimea de excavare m	Diluţie %			
	a	b	c	d		a	b	c	d
Ianuarie	0,25	0,3	0,35	0,4	1,00	75,0	70,0	65,0	60,0
Aprilie	0,25	0,3	0,35	0,4	0,85	70,5	64,7	58,8	53,0
Iulie	0,25	0,3	0,35	0,4	0,75	66,7	60,0	53,4	46,6
Noiembrie	0,25	0,3	0,35	0,4	0,65	61,5	53,8	46,1	38,5

Rezultatele obţinute apoi pe scară industrială sînt însă şi mai favorabile. Astfel în luna martie 1960 la exploatarea Herja, prin reducerea lăţimii de excavare în abataje s-au obţinut rezultatele centralizate în tabela 14.

Tabela 14

Rezultatele obţinute la mina Herja în martie 1960 privind reducerea diluării prin limitarea spaţiului de excavare în abataje

Specificaţie	Grosime filon m	Lăţimea excavare m	Diluţie %
Abataje cu fişii orizontale	0,45	0,68	30,68
Abataje cu înmagazinare	0,54	0,67	18,00
Total	—	—	26,00

★

Ansamblul preocupărilor precum şi eficienţa măsurilor aplicate se reflectă prin dinamica favorabilă a diluţiei în perioada analizată (tabela 15).

Tabela 15

Dinamica diluţiei minereului la minele Trustului Baia Mare

Exploatarea	Diluţia în %		
	1958	1959	Trim. I. 1960
Baia Sprie	21,0	19,3	19,0
Capnic	25,8	24,8	22,6
Băiuţ	23,8	23,7	18,9
Nistru	26,1	21,5	21,2
Herja	55,2	51,3	36,2
Borşa	62,8	45,2	36,5
Trustul Minier	31,7	26,9	23,9

Din situaţia de mai sus, rezultă în mod concludent o dinamică continuu descrescîndă a diluţiei la toate exploatările Trustului minier Baia Mare. Aceasta, mai ales la exploatările Herja, Borşa, Nistru şi Băiuţ, care datorită condiţiilor de zăcămînt au stat în centrul preocupărilor în acţiunea de reducere a diluţiei.

IV. Aspectul economic al reducerii diluţiei

Pentru a materializa efectul economic al reducerii diluţiei, un calcul exact ar fi relativ complicat de făcut, datorită multitudinii de parametri ce trebuie avuţi în vedere. Pentru a ilustra totuşi însemnătatea economică a problemei, vom schematiza acest calcul astfel:

În anul 1959, faţă de anul 1958, scăderea medie a diluţiei pe Trust a fost de aproximativ 5 puncte, adică de la 31,7% la 26,9%. Această scădere reprezintă pentru fiecare 100 000 t minereu extras şi predat flotaţiei, o reducere cu 5 000 t a cantităţii de steril existente în minereu.

Cheltuielile aferente manipulării şi prelucrării acestei cantităţi de steril reprezintă — la un preţ mediu de 100 lei/t — valoarea totală de aproximativ 500 000 lei, care nu va mai greva

asupra *prețului de revenire al metalelor* rezultate din prelucrarea fiecărei sute de mii de tone minereu.

Calculele efectuate pe baza acestui parametru de o jumătate milion lei pe suta de mii tone minereu, și ținînd cont de economiile totale înregistrate de Trustul minier pe anu 1959 față de anul de bază, au arătat că, din acestea, cca 32% reprezintă contribuția reducerii diluției. Pentru anul 1960, reducerea cu 1,0% a diluției a reprezentat o economie de un milion lei la prețul de cost al producției de marfă.

Un alt aspect economic al reducerii diluției este *creșterea producției de metal* pe baza neocupării unei părți din capacitatea instalațiilor cu prelucrarea inutilă a 5 000 t steril la fiecare sută mii tone minereu. Acest fapt de asemenea s-a materializat în parte, prin sporurile de metal realizate în anii 1959 și 1960 de către Trustul minier.

Considerăm însă că efectul cel mai important al reducerii diluției este acela *de a compensa în mod apreciabil scăderea naturală a conținuturilor* metalice din rezerve.

V. Concluzii și orientări pentru viitor

Din concluziile experimentărilor efectuate, cît și din practica industrială, a rezultat că reducerea diluării are avantaje tehnico-economice deosebite și că există măsuri prin care se poate influența în mod eficient în acest sens.

Măsurile și mijloacele corespunzătoare pentru combaterea diluării care au fost expuse în prezenta lucrare, au dus la rezultatele arătate și considerăm că prin extinderea și aplicarea lor consecventă se vor putea realiza nivele de diluare și mai satisfăcătoare.

Pe baza condițiilor de zăcămînt și ținînd cont de metodele de exploatare practicate,

Tabela 16

Estimarea reducerii posibile a diluției minereurilor în regiunea Baia Mare

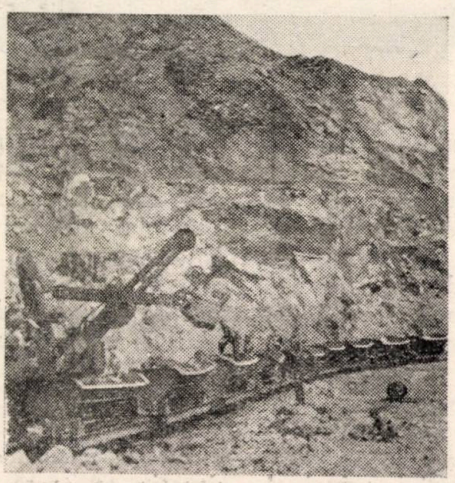
Exploatarea	Diluția %	
	obținută în 1959	realizabilă în viitor
Baia Sprie	19,3	17,0
Capnic	24,8	16,0
Băiuț	23,7	16,0
Nistru	21,5	20,0
Herja	51,3	38,0
Borșa	45,2	38,0
Total Trust	26,9	19,0

apreciem că diluția se poate reduce pînă la valorile indicate în tabela 16 în mod diferențiat pe exploatări.

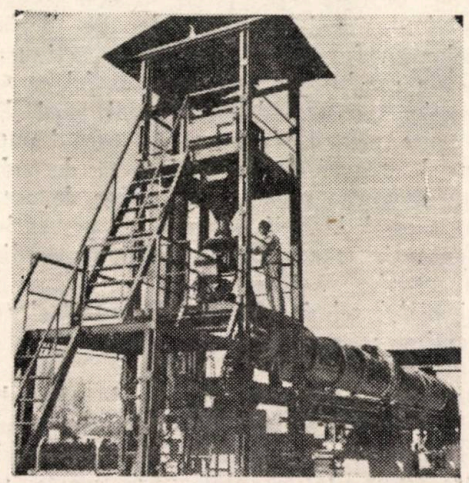
Pentru a atinge aceste valori, găsim necesară complectarea măsurilor de ordin tehnic și disciplinar, care au fost prezentate în expunerea de față, și cu măsuri organizatorice pe linia normării și a planificării. De asemenea considerăm importantă și folositoare, continuarea și lărgirea schimburilor de experiență, care și pînă în prezent au dat foarte bune rezultate în acțiunea de combatere a diluției.

În activitatea lor viitoare în acest domeniu, inginerii și tehnicienii minieri din bazinul Baia Mare vor avea în permanență în vedere indicația tovarășului *Gh. Gheorghiu-Dej* că reducerea procentului de steril trebuie să constituie una din măsurile tehnico-organizatorice cele mai eficace pentru creșterea producției de metale neferoase la nivelul cerut de locul important pe care îl va ocupa această ramură în economia națională. *

* Gh. Gheorghiu-Dej: *Raport la cel de-al III-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn.* Ed. Politică. București 1960, pag. 37.



Cuptorul rotativ utilizat în vederea experimentărilor pentru valorificarea minereurilor sărace.



Exploatarea la suprafață a minereului de fier de la Intreprinderea minieră Teliuc

CZ. 622.67—59.002.5

Aparat pentru verificarea funcționării frînei de siguranță la mașinile de extracție

Ing. MICLEA ALEXANERU și ing. OLARU GHEORGHE

Frînele de siguranță ale instalațiilor de extracție sînt dispozitive importante, care au rolul de a opri, într-un interval de timp util, mișcarea de rotație a organelor de înfășurare a cablurilor, respectiv a vaselor de extracție, în toate cazurile de funcționare necorespunzătoare a instalației de extracție, cum ar fi :

— depășirea rampei superioare a puțului ;

— depășirea vitezei maxime de extracție ;

— dispariția tensiunii de alimentare a motorului de acționare ;

— scăderea presiunii aerului comprimat în rețelele de alimentare a frînei ;

— cazuri accidentale sesizate de mecanicul mașinii de extracție.

De felul cum lucrează, cum sînt întreținute și reglate frînele de siguranță, depinde în mare măsură securitatea transportului de persoane și materiale pe puturile exploatărilor miniere.

Practica exploatării instalațiilor de extracție la noi în țară a dovedit că în unele cazuri, din cauza dereglării necontrolabile a frînelor de siguranță, au loc avarii care produc deranjamente tehnice în procesul de producție.

Controlul frînelor se execută în prezent fără posibilitatea de a determina cu precizie nici unul dintre elementele cinematice ale fazei de frînare, cum ar fi : spațiul parcurs de vase, deceleratia de frînare, timpul etc., din momentul declanșării frînei și pînă la oprirea completă a organelor de înfășurare a mașinilor de extracție.

Au apărut, de exemplu, cazuri cînd la ridicarea vaselor de extracție peste rampa superioară a puțului — deși dispozitivele de declanșare a frînelor au funcționat normal — acțiunea de frînare s-a produs cu întîrziere, astfel că vasele de extracție, parcurgînd spații mai mari decît cele prevăzute pentru siguranță în turnul puțului, au ajuns la traversele de rezistență de sub molete și au provocat ruperea cablurilor de extracție.

În scopul lărgirii controlului preventiv pentru îmbunătățirea securității muncii, în condițiile tehnice actuale, se iveste deci necesitatea utilizării unui mijloc tehnic eficace de control al rapidității de acționare a frînelor de siguranță la mașinile de extrcație.

Deoarece literatura tehnică de specialitate nu tratează modul de rezolvare practică a problemei verificării frînelor, articolul de față prezintă una dintre posibilitățile soluționării acestei probleme, în care scop s-a conceput, executat și experimentat cu rezultate bune un aparat înregistrator al spațiilor pe care le mai parcurg vasele de extracție din momentul declanșării pentru control a frînelor mașinii de extracție și pînă la oprirea completă a mișcării.

Descrierea aparatului

Aparatul de înregistrare este prezentat în fig. 1 și este redat schematic în fig. 2.

El se compune dintr-un mecanism de preluare a mișcării mașinii de rotație de la arborele principal al mașinii de extracție prin axul (C), angrenajul cu două perechi de roți dințate (A), cu raport de reducere $i = 1 : 2$, și un disc (B) antrenat prin angrenaj, pe care se fixează diagrama de formă circulară ce se utilizează pentru înregistrare.

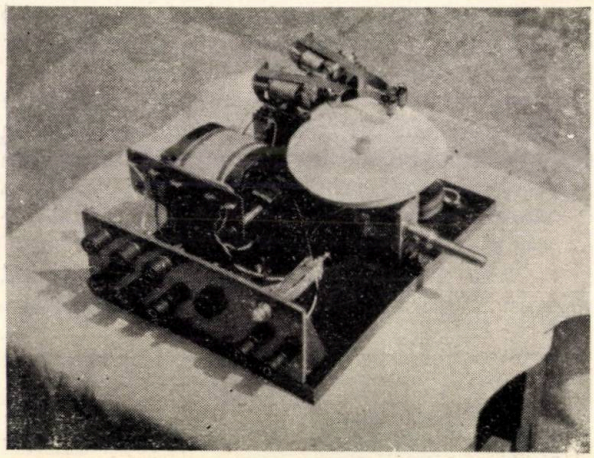


Fig. 1

Cu ajutorul peniței de sticlă (P_1) se înregistrează un arc de cerc corespunzător cu spațiul parcurs în metri de vasele de extracție din momentul declanșării electromagnetului principal al frînei de siguranță și pînă la oprirea mișcării organelor de înfășurare a cablului de extracție.

Intrarea în faza de înregistrare a peniței (P_1) se realizează prin impulsul dat de releul electromagnetic de comandă (E_3), legat în circuitul bobinei minimale a întreruptorului principal al mașinii de extracție.

La dispariția tensiunii în bobina minimală a întreruptorului principal, situație ce apare în momentul declanșării frînei, electromagnetul re-

leului (E_3), prin demagnetizare, scapă armătura, închizînd printr-un sistem de contacte circuitul de alimentare al releului electromagnetic (E_1), care

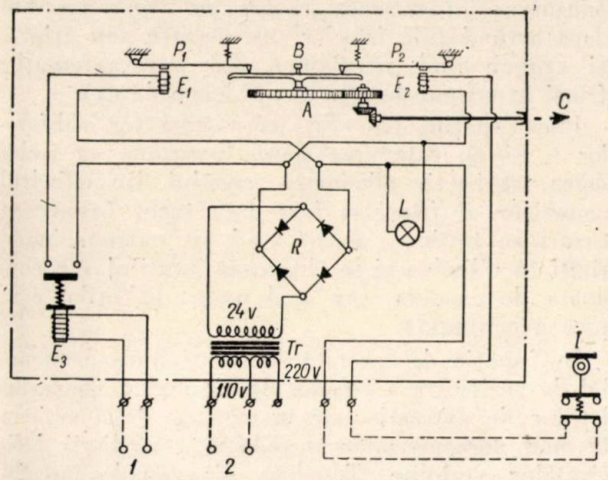


Fig. 2

atrage peniţa şi o ţine presată pe discul înregistrator.

Peniţa (P_2) lucrează mai tîrziu, la un impuls dat de un întreruptor de fine de cursă (I), montat pentru închidere la tija principală a frînei de siguranţă, prin care se închide circuitul de alimentare a releului electromagnetic (E_2) ce atrage peniţa.

Alimentarea circuitului releelor electromagnetice (E_1) şi (E_2) cu curent continuu se realizează la 24 V şi se obţine de la un mic transformator (Tr) şi un redresor cu seleniu (R).

Transformatorul se alimentează la tensiunea de 110 V sau 220 V existentă la orice instalaţie de extracţie.

Pentru controlul stării sub tensiune a aparatului, în circuitul de curent continuu s-a prevăzut o lampă semnalizatoare (L) la 24 V.

Aparatul este portabil într-o cutie de mînă (200×160×140 mm), are o greutate de 1,2 kg şi este uşor confecţionabil la atelierele exploatărilor miniere.

Faza de frînare a tobelor de înfăşurare a cablurilor la instalaţiile de extracţie se obişnuieşte a se considera în literatura de specialitate divizată în mai multe subfaze, care, din momentul declanşării frînelor, corespund intervalelor de timp necesare pentru :

t_1 — căderea miezului electromagnetului principal prin care se mută poziţia ventilului ce comandă declanşarea frînei ;

t_2 — eliminarea aerului din cilindrul amortizor al pîrghiei principale a frînei, timp în care se realizează apropierea saboţilor dispozitivului pe coroanele de frînare;

t_3 — creşterea valorii forţelor normale transmise prin saboţi pe coroanele de frînare de la valoarea zero la cea maximă creată de contragreutăţi prin sistemul de pîrghii ;

t_4 — frînarea propriu-zisă sub acţiunea forţelor normale cu care sînt presaţi saboţii.

Pentru controlul frînării cu ajutorul înregistrărilor aparatului, pot fi determinate spaţiile parcurse de vasele de extracţie în intervalele de timp corespunzătoare subfazelor t_1 ; t_2 ; t_3 ; t_4 la un loc, precum şi spaţiile pe care le parcurg vasele de extracţie în intervalele de timp corespunzătoare subfazelor t_3 şi t_4 la un loc.

Prin diferenţă, pe aceeaşi diagramă se vede direct şi valoarea spaţiilor parcurse de vase în intervalele de timp corespunzătoare subfazelor t_1 şi t_2 la un loc.

Spaţiile parcurse de vasele de extracţie ale unei instalaţii în subfazele t_1 şi t_2 caracterizează frîna de siguranţă din punct de vedere al rapidităţii de închidere, iar cele parcurse în subfazele t_3 şi t_4 caracterizează frîna din punct de vedere al intensităţii, respectiv al capacităţii sale de frînare.

Pentru ca înregistrările pe diagrama aparatului să apară direct în metri, împărţirea circonferinţei cercului se va face în (X) părţi, ţinînd seama de diametrul organelor de înfăşurare a cablurilor (D) şi, respectiv, de raportul de reducere (i) a turaţiei preluate de aparat prin angrenajul său (A).

Astfel pentru o rotaţie completă a arborelui tobelor maşinii de extracţie, se reproduce pe diagrama aparatului un arc de cerc echivalent cu o lungime parcursă de vase, $L_1 = \pi D$.

Numărul de împărţire a cercului pe diagramă, (X), pentru a corespunde cu un spaţiu de 1 m parcurs pe vase în puţ, se va calcula cu relaţia :

$$X = \pi D.i$$

În fig. 3 este redată o asemenea diagramă corespunzătoare unei instalaţii de extracţie cu diame-

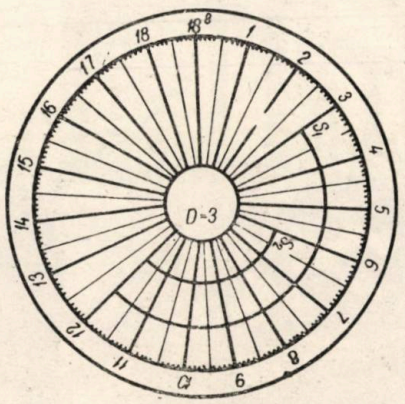


Fig. 3

trul tobelor de 3 m, unde împărţirea cercului s-a făcut în 18,84 de diviziuni, pentru că $X = \pi D.i = \pi.3.2 = 18{,}84$.

S-a notat cu (S_1) spaţiul parcurs de vase în timpul ($t_1 + t_2 + t_3 + t_4$) şi cu (S_2) spaţiul parcurs de vase în timpul ($t_3 + t_4$) din subfazele frînării.

Pentru instalaţiile de extracţie prevăzute cu indicatori de viteză pe tot timpul extracţiei, se

cunoaşte din diagrama tahografului viteza (V) de extracţie în momentul în care a început frînarea.

Folosindu-ne de rezultatele înregistrărilor şi de valoarea vitezei la începutul frînării, putem determina timpul şi respectiv acceleraţia de frînare ca elemente de bază ale cinematicii frînării.

Mişcarea în faza de frînare fiind considerată ca uniform întîrziată, cu valoarea decelerației *(af)* din legea mişcării uniform întîrziate, considerînd :

$$S = \frac{1}{2} a \cdot t^2 \text{ şi } A = a \cdot t,$$

se poate stabili timpul corespunzător frînării propriu-zise

$$t = (t_3 + t_4) = \frac{2S_2}{V}$$

şi, respectiv, acceleraţia de frînare.

$$a_f = \frac{2S_2}{t^2}.$$

Din punct de vedere al efectului asupra organismului omenesc, se poate considera că rapiditatea de acţionare a frînei este corespunzătoare pentru o instalaţie de extracţie ce lucrează în faza de frînare analizată cu o decelerație $af = 2—4$ m/s^2, iar frîna lucrează bine dacă timpul $t_1 + t_2 + t_3 + t_4$ nu depăşeşte 0,5 s.

Practic, dacă spaţiile (S_2) parcurse şi înregistrate prin peniţa (P_2) sînt prea mari, respectiv decelerația în faza de frînare este mai mică decît 2 m/s^2, înseamnă că, deşi închisă, frîna de siguranţă creează forţe normale pe saboţi necorespunzătoare (asemenea cazuri se ivesc frecvent dacă articulaţiile frînelor sînt neunse sau gripate şi atunci cînd se elimină din contragreutăţile frînei în scopul de a se uşura deschiderea).

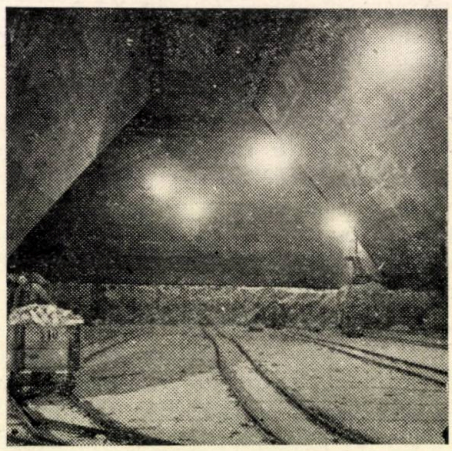
Dacă spaţiul ($S_1—S_2$), corespunzător subfazelor t_1 şi t_2, este prea mare, înseamnă că închiderea, respectiv eliminarea, aerului din cilindrul amortizor al frînei se face prea încet (asemenea cazuri se întîlnesc atunci cînd au pătruns impurităţi în cilindru şi se obturează ventilul sau conducta de eşapare, sau cînd uzura saboţilor este prea accentuată).

În funcţie de constatările menţionate, personalul de verificare a frînelor de siguranţă ale instalaţiilor de extracţie este în măsură de a acţiona în mod corespunzător în vederea remedierii deficienţelor stabilite. Totodată diagramele înregistrate se pot păstra drept martori pentru modul de lucru al frînelor de siguranţă ale instalaţiilor de extracţie la o dată precisă.

Extinderea controlului frînelor prin metode tehnice, ca cea descrisă mai sus, superioară formelor în care se efectuează practic în prezent acest control, creează premisele limitării în viitor a avariilor tehnice la instalaţiile de extracţie şi contribuie efectiv la îmbunătăţirea tehnicii şi securităţii muncii la transportul pe puţuri în ţara noastră.

Laboratorul de exploatări miniere a Institutului de Mine Gheorghe Gheorghiu-Dej — Petroşani.

Exploatarea sării în cadrul noii saline de la Tg. Ocna prin camere trapezoidale.



CZ. 622.647.2

Acționarea rațională a transportoarelor cu două tobe de la același motor electric

Ing. VIRGIL HOEPFNER
IPROMIN

La transportoarele cu bandă de cauciuc de mare capacitate și mare lungime, la care puterea de transmis depășește cca. 16 kW, se folosește — conform recomandărilor din literatura de specialitate — acționarea prin 2 tobe motoare, cu scopul reducerii tensiunii maxime din bandă.

Într-adevăr, tensiunea maximă ce se dezvoltă în banda de cauciuc la urcare pe toba motoare : $S_{inf.\ max.}$ este dată de expresia :

$$S_{inf.\ max.} = \frac{e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha}-1} \cdot P_{max.} = \frac{m}{m-1} \cdot P_{max.} \qquad (1)$$

în care :

μ este coeficientul de frecare dintre banda de cauciuc și toba motoare ;

α — unghiul de înfășurarare al benzii pe toba motoare, în radiani ;

e — 2,7184, un număr constant (baza sistemului de logaritmi neperieni) ;

$P_{max.}$ — forță periferică maximă care se poate transmite benzii de către toba motoare (necesară invingerii rezistențelor corespunzătoare sarcinii maxime de transportat) ;

$m = e^{\mu\alpha}$ — un coeficient caracteristic de transmisie al tobei motoare, depinzînd de μ și de α.

În cazul acționării prin 2 tobe motoare (fig. 1), unghiul total de înfășurare al benzii pe cele 2 tobe motoare : $\alpha = \alpha_1 + \alpha_2$ este aproximativ

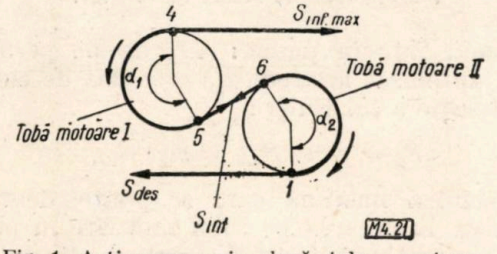


Fig. 1. Acționarea prin două tobe motoare.

de 2 ori mai mare decît în cazul acționării printr-o singură tobă motoare.

Din această cauză, la transportoarele cu 2 tobe motoare, coeficientul de transmisie m :

$$m = e^{\mu\alpha} = e^{\mu(\alpha_1 + \alpha_2)} = e^{\mu\alpha_1} \cdot e^{\mu\alpha_2} = m_1 \cdot m_2$$

este de 2,4 pînă la 3,8 ori mai mare decît coeficientul de transmisie în cazul unei singure tobe motoare (pentru $\mu \cong 0{,}2 - 0{,}3$ și $\alpha_1 = \alpha_2 = 230°$). Datorită acestui fapt, transportoarele cu 2 tobe motoare pot lucra, la aceeași forță periferică maximă, cu o tensiune maximă în banda de cauciuc cu cca. 27% mai mică decît în cazul transportoarelor cu o singură tobă motoare.

Această reducere a tensiunii maxime din banda de cauciuc, în cazul transportoarelor cu 2 tobe motoare, permite o reducere corespunzătoare a numărului de inserții al benzii, ceea ce atrage după sine nu numai micșorarea greutății, dar și ieftinirea costului ei cu aproximativ 25%.

Întrucît costul benzii de cauciuc reprezintă la noi cca. 55% din costul întregului transportor, o reducere cu 25% a costului benzii în cazul transportoarelor cu 2 tobe motoare, față de costul benzii în cazul transportoarelor cu o singură tobă motoare reprezintă — la aceeași forță periferică de transmis — o reducere cu circa 14% a prețului de cost al întregului transportor.

Totodată, banda de cauciuc fiind un element de uzură al transportorului, care se înlocuiește periodic la aproximativ 3 ani, prin folosirea acționării cu 2 tobe motoare în locul uneia singure se realizează și o economie anuală la cheltuielile de înlocuire a benzii echivalentă cu aproximativ 5,0% din prețul de cost al întregului transportor.

Aceste importante avantaje economice pe care le prezintă acționarea prin două tobe motoare în comparație cu acționarea printr-o singură tobă motoare, nu se pot obține însă decît în cazul cînd ambele tobe sînt într-adevăr motoare, adică numai în cazul cînd ambele tobe participă efectiv la transmiterea forței periferice.

În fig. 2 se arată o acționare folosită astăzi pe o scară largă atît în țara noastră cît și în străinătate : cele două tobe motoare acționate de același motor electric sînt legate între ele prin două roți dințate, care fac ca tobele să se învîrtească în sens invers cu aceeași viteză periferică. La acest sistem s-a considerat pînă în prezent ca îndeplinită condiția participării ambelor tobe, la transmiterea forței periferice.

Or, practica a arătat că la o anumită mărime a contragreutății de întindere G, transportorul

cu bandă cu două tobe motoare (acționat ca în fig. 2) nu poate fi încărcat la sarcina maximă teoretică, corespunzătoare unghiului total de înfășurare, (egal cu suma unghiurilor de înfășurare a benzii de cauciuc pe fiecare din cele

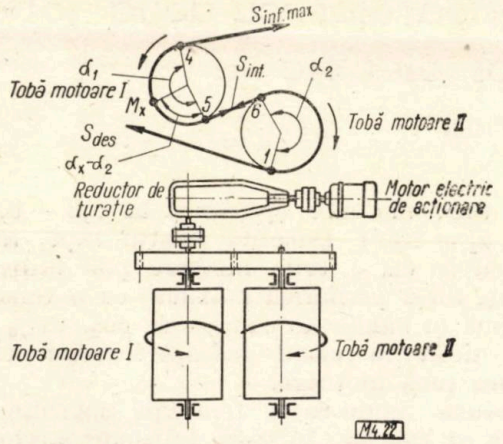


Fig. 2. Sistem de acționare folosit pe scară largă.

două tobe motoare), întrucît la depășirea unei anumite sarcini, (mult mai mici decît sarcina maximă teoretică), apare un fenomen de alunecări succesive ale benzii de cauciuc cînd pe o tobă motoare cînd pe cealaltă la intervale de timp foarte scurte. În felul acesta se produce un mers sacadat al transportorului, care îl scoate imediat din funcțiune, prin ruperea vreunui element al angrenajelor de acționare, ca urmare a șocurilor produse.

Experiența a arătat că prin coborîrea sarcinii de transportat cu puțin sub valoarea pe care o poate duce același transportor, la aceeași contragreutate de întindere, avînd însă acționată numai una din cele două tobe motoare (prin demontarea legăturii de roți dințate dintre tobe), șocurile menționate dispar, chiar în cazul cînd ambele tobe devin aparent motoare, prin remontarea roților de legătură dintre tobe.

Din cele de mai sus rezultă că la transportoarele cu două tobe motoare (acționate ca în fig. 2), deși în aparență ambele tobe sînt motoare, în realitate întreaga forță periferică maximă care se poate transmite benzii, înainte de apariția șocurilor arătate, nu este transmisă decît de toba II. Toba I joacă numai rolul unei simple tobe de deviere. Ca urmare, tensiunea maximă ce se dezvoltă în banda de cauciuc este cea corespunzătoare acționării printr-o singură tobă motoare, deși transportorul are două tobe în aparență motoare, iar avantajele pe care se sconta în urma folosirii acționării prin două tobe motoare nu se realizează în cazul acționării din fig. 2.

Problema pe care am ridicat-o în prezentul studiu este aceea de a găsi explicațiile teoretice ale fenomenelor arătate, ca și soluția tehnică care să permită obținerea integrală a avantajelor economice teoretic realizabile la acționarea prin două tobe motoare.

În acest scop considerăm necesară o analiză teoretică a dimensionării transportoarelor cu bandă, mai ales în ce privește elementele necesare demonstrațiilor de făcut.

În vederea simplificării expresiilor matematice care intră în discuție, s-au omis de la început rezistențele care apar la traversarea tobei de întindere de către banda de transport (corespunzătoare frecărilor în lagărele tobei de întindere și încovoierii benzii pe această tobă), întrucît această omisiune nu influențează demonstrațiile de făcut: în calcule s-a considerat deci, că tensiunea din bandă la coborîrea de pe toba de întindere este egală cu tensiunea din bandă la urcarea pe tobă, pe cînd în realitate tensiunea la coborîrea de pe toba de întindere suferă o creștere de maximum 8% din cauza rezistențelor amintite.

Mecanismul transmiterii forței periferice de la toba motoare la banda de cauciuc și coeficientul de rezervă contra alunecării benzii pe toba motoare

Pentru o anumită valoare a tensiunii: S_{des} la coborîrea de pe toba motoare în punctul (*1*) din fig. 3, tensiunea S_x care se dezvoltă

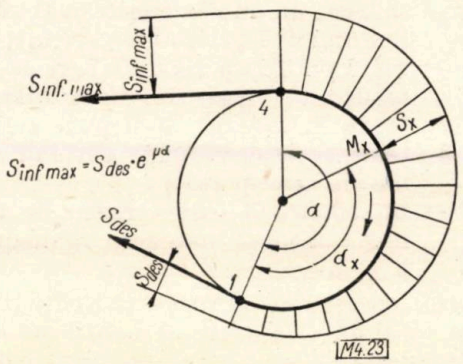


Fig. 3. Transmiterea forței periferice de la toba motoare la banda de cauciuc.

în bandă într-un punct: M_x de pe periferia tobei, amplasat la arcul α_x, este dat de cunoscuta relație a lui Euler:

$$S_x = e^{\mu\alpha_x} \cdot S_{des} = m_x \cdot S_{des} \qquad (2)$$

Tensiunea maximă care se poate dezvolta în bandă la urcarea pe toba motoare în punctul *4*, se obține înlocuind arcul α_x din relația (2), cu arcul α.

$$S_{int.\ max.} = e^{\mu\alpha} \cdot S_{des} = m \cdot S_{des}. \qquad (3)$$

După cum se știe, peste această valoare maximă a tensiunii din bandă la urcarea pe toba motoare nu se poate trece, întrucît la depășirea ei apare alunecarea benzii pe toba motoare. În schimb, tensiunea din bandă la urcarea pe toba motoare poate lua orice

valoare cuprinsă între $S_{inf.\,max}$ și S_{des}, fără deranjarea funcționării transportorului, adică :

$$S_{inf.\,max} > S_{inf} > S_{des}.$$

Se știe, de asemenea, că la funcționarea transportorului cu o tensiune la urcarea pe toba motoare de : $S_{inf.\,x.}$ această tobă transmite benzii o forță periferică dată de :

$$P_x = S_{inf.\,x} - S_{des} = (m_x - 1) \cdot S_{des}. \quad (4)$$

În mod asemănător forța periferică maximă care se poate transmite benzii de cauciuc este dată de :

$$P_{max} = S_{inf.\,max} - S_{des} = (m - 1) \cdot S_{des}. \quad (5)$$

Din expresiile (3) și (5) se deduce că :

$$S_{inf.\,max} = \frac{m}{m-1} \cdot P_{ma} \quad (1)$$

(expresie folosită la începutul prezentei lucrări).

Forța periferică transmisă benzii de către toba motoare egalează în orice moment totalul rezistențelor de rulare ale benzii pe rolele de susținere ale celor 2 ramuri și anume :

$$P_x = W_x = W_g + W_{ig} + W_{ut \cdot x} \quad (6)$$

în care :

W_g este rezistența pasivă de rulare a ramurii de întoarcere a benzii pe rolele de susținere respective :

$$W_g = (q_b + q_r'') \cdot L \cdot \cos\beta \cdot w - q_b \cdot L \cdot \sin\beta \quad (7)$$

W_{ig} este rezistența pasivă de rulare a ramurii superioare a benzii pe rolele de susținere respective.

$$W_{ig} = (q_b + q_r') \cdot L \cdot \cos\beta \cdot w + q_b \cdot L \cdot \sin\beta \quad (8)$$

$W_{ut \cdot x}$ este rezistența utilă de rulare a porțiunii din ramura superioară a benzii încărcate cu materiale, corespunzătoare sarcinii utile de transportat

$$W_{ut \cdot x} = q \cdot L_i \cdot \cos\beta \cdot w + q \cdot L_i \cdot \sin\beta. \quad (9)$$

Notațiile din expresiile de mai sus, au următoarele semnificații :

q_b — greutatea unui m lungime de bandă kg/m ;

q_r'' — greutatea pieselor în rotație ale rolelor drepte de susținere de pe ramura de întoarcere corespunzătoare unui m lungime de bandă ;

L — lungimea transportorului între axele tobelor de acționare și de întindere (m) ;

β — înclinarea transportorului în grade ;

w — un coeficient unic de rezistență (kg/m) (conform A. Spivakowsky : $w = 0{,}03 - 0{,}04$ kg/m) ;

q_r' — greutatea pieselor în rotație ale bateriilor de role de susținere ale ramurii încărcate corespunzatoare unui metru lungime de bandă ;

q — încărcarea unitară a transportorului corespunzătoare greutății materialului de transportat care revine unui metru lungime de bandă :

$$q = \frac{Q_x}{3{,}6 \cdot v} \text{ (kg/m)} \quad (10)$$

în care :

Q_x — debitul de transportat, (t/h) ;

v — viteza de transport, (m/s) ;

L_i — lungimea din ramura superioară a benzii încărcate cu material.

În timpul funcționării unui transportor rezistențele pasive : W_g și W_{ig} rămîn constante. Ceea ce poate varia este rezistența utilă : $W_{ut \cdot x.}$ care nu poate depăși însă o valoare maximă $W_{ut \cdot max}$ corespunzătoare unui debit maxim de transportat : Q_{max} t/h, pentru care forța periferică P_x atinge valoarea sa maximă admisibilă :

$$P_{max} = (m-1) \cdot S_{des} = W_{max} = (W_g + W_{ig}) + W_{ut \cdot max.} \quad (6 \text{ bis})$$

În cazul funcționării transportorului cu bandă la încărcarea sa maximă : Q_{max} t/h, pentru care corespunde o valoare maximă a rezistenței utile de rulare : $W_{ut \cdot max.}$, forța periferică maximă de transmis : P_{max} dată de relația (6 bis) se transmite benzii de-a lungul întregului arc : α de înfășurare a benzii pe toba motoare. În acest caz, transportorul cu bandă lucrează fără nici o rezervă contra alunecării benzii pe toba motoare ; o creștere cît de mică a încărcăturii Q_{max} atrage alunecarea benzii pe toba motoare.

Dacă acum transportorul cu bandă lucrează la o sarcină Q_x mai mică decît : $Q_{max.}$ pentru care rezistența de rulare : $W_{ut \cdot x}$ este mai mică decît $W_{ut \cdot max.}$ forța periferica : P_x de transmis, dată de relația (6), se transmite benzii numai de-a lungul arcului, α_x, mai mic decît α, ultima porțiune din înfășurarea benzii pe toba motoare, corespunzătoare arcului : $\alpha - \alpha_x$ ne mai luînd parte la transmiterea forței periferice. În acest caz transportorul cu bandă lucrează cu o rezervă contra alunecării benzii pe toba motoare caracterizată prin mărimea arcului inactiv : $\alpha - \alpha_x$, iar încărcătura sa : Q_x, poate fi mărită, fără pericolul apariției alunecării benzii pe toba motoare, pînă la valoarea maximă : Q_{max} menționată mai sus.

Savantul rus Nicolai Egorovici Jukovsky a definit în lucrarea sa „*Despre alunecarea curelelor pe șaibe*", publicată în anul 1893, un coeficient K de rezerva contra alunecării benzii pe toba motoare, dat de relația :

$$K = \frac{P_{max}}{P_x} = \frac{m-1}{m_x-1} = 1 + a \geqslant 1 \quad a \geqslant 0 \quad (11)$$

Un alt mod de a se exprima coeficientul de rezervă contra alunecării benzii de cauciuc pe toba motoare este acela de a introduce în

expresia lui K raportul dintre arcul α_x din înfăşurarea benzii pe toba motoare care transmite efectiv forţa periferică P_x, corespunzătoare sarcinii W_x, şi arcul total α de înfăşurare al benzii pe toba motoare

$$\frac{\alpha_x}{\alpha} = \xi \text{ deci } m_x = e^{\mu\alpha_x} = e^{\mu\alpha \cdot \xi} =$$

$$= (e^{\mu\alpha})^{\xi} = m^{\xi}$$

În acest caz coeficientul K de rezervă contra alunecării benzii pe toba motoare se poate scrie sub forma:

$$K = \frac{m-1}{m_x-1} = \frac{e^{\mu\alpha}-1}{e^{\mu\alpha_x}-1} = \frac{m-1}{m_x-1}$$

deci

$$K = \frac{m-1}{m^{\xi}-1} = 1 + a.$$

Se vede uşor că în cazul cînd transportorul lucrează la sarcina sa maximă $W_{i\,max}$ pentru care nu avem nici o rezervă contra alunecării benzii pe toba motoare, arcul util din înfăşurarea benzii pe tobă, care transmite această sarcină, fiind întreg arcul de înfăşurare al benzii pe tobă, avem:

$$\alpha_x = \alpha,$$

iar raportul

$$\xi = \frac{\alpha_x}{\alpha} = \frac{\alpha}{\alpha} = 1, \quad \text{coeficientul } K \text{ devenind:}$$

$$K = \frac{m-1}{m^{\xi}-1} = \frac{m-1}{m-1} = 1 \text{ respectiv } a = 0.$$

De asemenea, în cazul cînd transportorul nu ar avea de învins vreo rezistenţă, adică în cazul teoretic cînd $W_x = 0$ (ceea ce ar presupune că şi sarcina utilă şi rezistenţele de mers în gol ale transportorului ar fi nule), atunci am avea o rezervă totală contra alunecării benzii pe toba motoare, întrucît arcul α_x de înfăşurare a benzii, care transmite întreaga sarcină, ar deveni în acest caz:

$$\alpha_x = 0$$

de unde rezultă:

$$\xi = \frac{\alpha_x}{\alpha} = 0$$

$$m_x = m^{\xi} = m^0 = 1$$

Deci:

$$K = \frac{m-1}{1-1} = \infty$$

Corelaţia dintre mărimea contragreutăţii de întindere şi forţa periferică de transmis benzii de cauciuc de către toba motoare

Tensiunea la coborîre de pe toba motoare, necesară obţinerii forţei periferice maxime date de relaţia (6 bis), se realizează printr-o anumită întindere a benzii cu contragreutatea pe întindere G dedusă din relaţia:

$$S_{des} = \frac{G}{2} - W_g \tag{12}$$

de unde rezultă:

$$G = \frac{2}{m-1} W_{max} + 2\,W_g =$$

$$= \frac{2}{m-1} \cdot P_{max} + 2\,W_g. \tag{13}$$

Din expresia de mai sus rezultă că, mărind contragreutatea de întindere, putem obţine cu acelaşi transportor transmiterea unei forţe periferice oricît de mari, bineînţeles în limitele de rezistenţă ale benzii folosite.

La mărimea contragreutăţii de întindere dată de relaţia (13), toba motoare transmite benzii de cauciuc forţa periferică maximă: $P_{max} = W_{max}$, fără nici o rezervă contra alunecării benzii pe toba motoare. Se demonstrează uşor că prin mărirea cu 2 A a contragreutăţii de întindere peste valoarea dată de relaţia (13) se obţine, chiar în cazul funcţionării cu sarcina maximă a transportorului, un coeficient de rezervă contra alunecării benzii: K' mai mare ca unitatea;

$$K' = 1 + \frac{A}{\frac{G}{2} - W_g} > 1 \tag{14}$$

respectiv o rezervă contra alunecării benzii pe toba motoare, de:

$$a' = 100\,\frac{A}{\frac{G}{2} - W_g}\,\%. \tag{15}$$

Aplicarea expresiilor matematice din calculele de dimensionare ale transportoarelor cu o singură tobă motoare şi în cazul transportoarelor cu două tobe motoare

Tot ceea ce s-a spus mai sus pentru transportoarele cu bandă de cauciuc cu o singură tobă motoare este valabil şi pentru transportoarele cu 2 tobe motoare, cu observaţia că de astădată unghiul de înfăşurare al benzii pe toba motoare este egal cu suma unghiurilor de înfăşurare a benzii pe fiecare din cele 2 tobe motoare: $\alpha = \alpha_1 + \alpha_2$.

În acest caz la transmiterea forţei periferice maxime dată de relaţia (6 bis), contribuie într-o anumită proporţie fiecare din cele 2 tobe motoare.

Luînd în general: $\alpha_1 = \alpha_2 = 230°$ şi $\mu = 0{,}25$ avem;

$$m_1 = m_2 = e^{\mu\alpha} = 2{,}72$$

$$m = m_1 \cdot m_2 = 2{,}72^2 = 7{,}4.$$

De unde rezultă următoarele valori pentru forţa periferică totală: P_{max} şi forţele periferice

parțiale transmise benzii de fiecare din cele 2 tobe motoare : $P_{1\,max}$ respectiv $P_{2\,max}$

$$P_{max} = (m-1)\cdot\left(\frac{G}{2} - W_g\right) = 6{,}4\left(\frac{G}{2} - W_g\right)$$

$$P_{2\,max} = (m_2-1)\cdot\left(\frac{G}{2} - W_g\right) =$$

$$= 1{,}72\left(\frac{G}{2} - W_g\right) \cong 0{,}27\ P_{max}$$

$$P_{1\,max} = (m-m_2)\cdot\left(\frac{G}{2} - W_g\right) =$$

$$= 4{,}68\left(\frac{G}{2} - W_g\right) = 0{,}73\ P_{max}.$$

Din cele de mai sus rezultă că toba motoare *II* transmite circa 27%, iar toba motoare *I* circa 73% din forța periferică maximă de transmis. Este de la sine înțeles că transmisia mecanică pentru acționarea celor 2 tobe motoare trebuie să permită desfacerea cuplului motor total în cuple parțiale, repartizate celor 2 tobe motoare în proporția de mai sus.

În cazul acționării fiecărei tobe motoare prin motoare electrice de acționare separate (de o construcție specială), puterea acestora și a transmisiilor respective, trebuie să se găsească tot în proporția de mai sus.

La mărimea contragreutății de întindere dată de relația (13), cele 2 tobe motoare transmit benzii forța periferică maximă dată de relația (6 bis), fără nici o rezervă contra alunecării benzii pe tobele motoare. Ca și în cazul transportorului cu o singură tobă motoare se găsește ușor că prin mărirea contragreutății de întindere cu 2 *A* peste valoarea dată de relația (13) se aduce transportorul cu 2 tobe motoare să lucreze și la sarcina lui maximă, cu o rezervă contra alunecării benzii dată de relația (15). Această rezervă contra alunecării se dezvoltă însă, prin această măsură, numai asupra tobei motoare *I*, toba motoare *II continuînd să lucreze fără vreo rezervă contra alunecării benzii.*

Participarea fiecăreia din cele 2 tobe motoare la transmiterea forței periferice, cu rezervele respective contra alunecării benzii, se vede și din curbele trasate în fig. 4, care reprezintă variația transmisiei din bandă de-a lungul înfășurării pe tobele motoare : $S = f(\alpha)$, pentru diversele cazuri de funcționare ale transportorului.

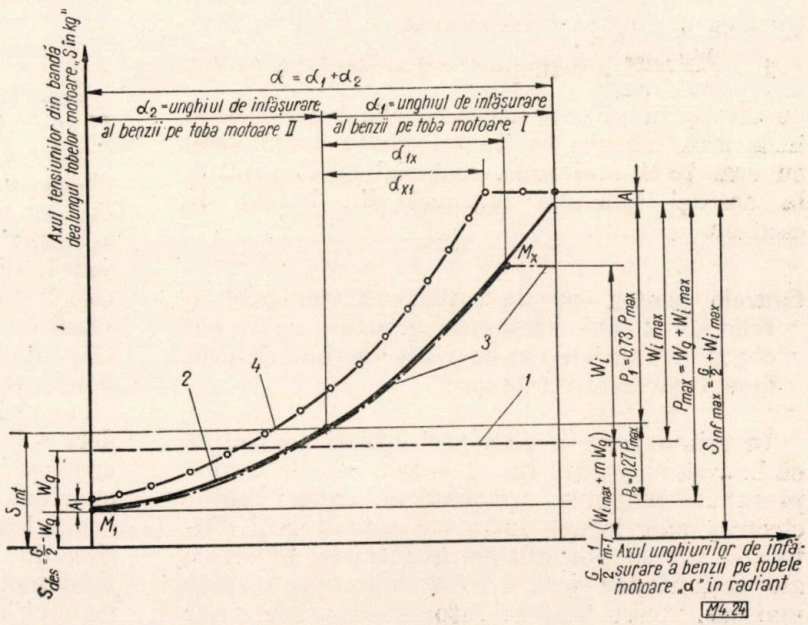


Fig. 4. Variația tensiunii din bandă de-a lungul înfășurării pe tobele motoare *S* pentru diversele cazuri de funcționare ale transportorului :

1 — starea de repaos ; *2* — funcționarea transportorului în plină sarcină ; *3* — funcționarea transportorului cu sarcină redusă ; *4* — funcționarea transportorului în plină sarcină la o contragreutate mărită cu 2 *A* peste valoarea dată de relația (13).

Avantajele acționării prin 2 tobe motoare, față de acționarea cu o singură tobă motoare

Așa cum s-a arătat la acționarea prin 2 tobe motoare, coeficientul de transmisie : $m = e^{\mu\alpha}$, are aproximativ următoarea valoare, pentru $\mu = 0{,}25$ și $\alpha = \alpha_1 + \alpha_2 = 230° + 230° = 460°$.

$$m = e^{\mu\alpha} = 7{,}4.$$

În cazul transportorului cu o singură tobă motoare cu $\alpha = 230°$, acest coeficient va avea valoarea :

$$m = 2{,}72.$$

Tensiunea maximă ce se dezvoltă în banda de cauciuc la urcarea pe toba motoare, în cele 2 cazuri de acționare, la aceeași forță periferică maximă de transmis este :

a) acționarea cu 2 tobe motoare :

$$S_{inf\,\cdot\,max\ 2\ tb} = \frac{m}{m-1}\cdot P_{max} = \frac{7{,}4}{7{,}4-1}\cdot P_{max} =$$

$$= 1{,}16\ P_{max}$$

b) acționarea cu o tobă motoare :

$$S_{inf \cdot max \cdot 1\,tb} = \frac{m}{m-1} \cdot P_{max} = \frac{2{,}72}{2{,}72-1} \cdot P_{max} = 1{,}58\ P_{max}.$$

Deci, la acționarea prin 2 tobe motoare, tensiunea maximă din banda de cauciuc este cu cca 27% mai mică decît tensiunea maximă din bandă în cazul acționării printr-o singură tobă motoare, la aceeași forță periferică maximă de transmis. Această reducere a tensiunii maxime din banda de cauciuc atrage după sine avantajele economice despre care s-a vorbit la începutul prezentei lucrări.

Din relațiile de mai sus se deduce de asemenea că *la aceeași tensiune maximă din banda de cauciuc se poate transmite în cazul acționării prin 2 tobe motoare o forță periferică cu :* $\left(1 - \frac{1{,}58}{1{,}16}\right) \cdot 100 = 36\%$ *mai mare decît în cazul acționării printr-o singură tobă motoare.* Dacă se ține seama acum că forța periferică : P_{max} egalează atît rezistențele de rulare pasive : $W_g + W_{ig}$ (care sînt aceleași la ambele tipuri de acționări), cît și rezistența de rulare utilă : $W_{ut \cdot max}$, reiese că mărirea de 36% a forței periferice maxime de transmis reprezintă o creștere mult mai mare a sarcinii utile : Q_{max} de transportat, depinzînd de raportul :

$$\frac{W_{ut \cdot max}}{W_g + W_{ig}},$$

caracteristic fiecărui caz particular în parte.

De exemplu, pentru cazul în care transportorul cu o singură tobă motoare are un raport : $1 = \frac{W_{ut \cdot max}}{W_g + W_{ig}}$, transportorul echivalent (adică cu aceeași lungime și aceeași înclinare), acționat însă prin 2 tobe motoare, poate transporta cu cca. 73% mai mult material decît primul, la aceeași tensiune maximă din banda de cauciuc.

Cauzele pentru care la acționarea transportoarelor cu 2 tobe presupuse motoare nu se pot obține avantajele caracteristice acționării prin două tobe efectiv motoare

În prima parte a prezentei lucrări s-a arătat că la acționarea din fig. 2 — la care cele 2 tobe presupuse motoare, acționate de același motor electric, sînt legate între ele prin 2 roți dințate — nu se pot obține avantajele teoretice ale acționărilor prin 2 tobe motoare, arătate mai sus. Acest fapt se datorește apariției unor șocuri în timpul funcționării transportorului, imediat ce sarcina acestuia depășește sarcina pe care o poate duce același transportor, avînd însă acționată numai una din cele 2 tobe, la aceeași mărime a contragreutății de întindere.

Aceste șocuri — ce apar numai în momentul în care încărcătura de transportat depășește sarcina pe care o poate suporta toba motoare *II* singură, o parte din ea începînd să încarce și toba motoare *I* — au următoarea explicație : din cauza elasticității benzii de cauciuc, alungirea specifică a acesteia la coborîrea de pe toba motoare *I* este mai mică decît alungirea ei la urcarea pe această tobă, datorită diferențelor tensiunilor din bandă în aceste puncte. Notînd alungirea specifică a benzii la urcare pe toba motoare *I* cu : $\varepsilon_{Sinf \cdot max}$, alungirea specifică la coborîrea de pe această tobă va fi egală aproximativ cu :

$$\varepsilon_{Sint} = \frac{\varepsilon_{Sinf \cdot max}}{m_1}. \qquad (16)$$

Dacă se consideră acum o durată de timp geală cu : $t = \frac{1}{100\,v}$ (măsurată în s), cît îi trebuie unui centimetru lungime de bandă sub tensiunea : $S_{inf \cdot max}$ să se urce pe toba motoare *I*, constatăm că în aceeași durată de timp coboară de pe aceeași tobă, în punctul *5* (vezi fig. 2), o lungime de bandă sub tensiunea S_{int}, mai scurtă decît 1 cm și anume :

$$l_{S\,int.} = \frac{1+\varepsilon_{int}}{1+m\varepsilon_{int}} < 1\ \text{cm} \qquad (17)$$

Din cauza contractării benzii de cauciuc la coborîrea de pe toba motoare *I*, datorită faptului că tensiunea $S_{int} < S_{inf \cdot max}$, viteza benzii la coborîrea de pe toba *I* este mai mică decît viteza benzii la urcarea pe toba *I* și anume :

$$v_{cob} = \frac{1+\varepsilon_{int}}{1+m_1\varepsilon_{int}} \cdot v < v. \qquad (18)$$

Însă la acționarea din fig. 2 toba motoare *II* învîrtindu-se cu aceeași viteză periferică ca și toba *I*, pe toba *II* trebuie să se înfășoare cu viteza *v* banda de cauciuc sub tensiunea : S_{int}, ce se desfășoară de pe toba *I* cu o viteză v_{cob}, mai redusă decît viteza *v*. Din această cauză, din porțiunea de bandă cuprinsă între cele 2 tobe motoare, toba motoare *II* înfășoară în aceeași unitate de timp un volum mai mare de bandă de cauciuc decît volumul ce se desfășoară în aceeași unitate de timp de pe toba motoare *I*. Acest lucru are ca urmare o întindere a benzii în această porțiune, respectiv o creștere a tensiunii : S_{int} din porțiunea de bandă cuprinsă între cele 2 tobe motoare, creștere ce se acumulează în timp. Întrucît tensiunile la coborîrea de pe toba motoare *II* : S_{des} și la urcarea pe toba motoare *I* : $S_{inf \cdot max}$ rămîn în acest timp nemodificate, creșterii tensiunii din banda de cauciuc cuprinsă între cele 2 tobe motoare îi corespunde, din cauzele arătate mai sus, o creștere a forței periferice ce urmează a fi transmisă benzii de către toba motoare *II*, concomitent cu o descreștere a forței perife-

rice ce urmează a fi transmisă de toba motoare *I*. Atîta vreme însă cît sarcina transportorului depășește sarcina ce poate fi transmisă numai de toba motoare *II*, această tobă lucrează fără vreo rezervă contra alunecării benzii pe toba motoare (așa cum s-a arătat mai sus). Din această cauză, creșterea forței periferice ce se cere a fi transmisă de toba motoare *II*, peste valoarea corespunzătoare funcționării acesteia fără vreo rezervă contra alunecării benzii pe această tobă motoare, provoacă alunecarea benzii pe toba motoare *II*.

Imediat după începerea patinării benzii pe toba motoate *II*, sarcina ce îi revine trece în întregime asupra tobei *I*. Dar nefiind nici aceasta în măsură să ducă singură sarcina, în momentul imediat următor începe patinarea benzii și pe toba I. Acest fenomen se repetă în mod succesiv la intervale scurte, provocînd un mers sacadat al transportorului, care scoate pur și simplu utilajul din funcțiune prin șocurile mari pe care le dă în bandă și în transmisiile de acționare.

Se înțelege că aceste șocuri nu dispar decît atunci cînd se reduce încărcătura transportorului pînă la valoarea pentru care forța periferică de transmis poate fi preluată numai de toba motoare *II*, fără încărcarea tobei *I*, sau prin mărirea contragreutății de întindere pînă la o valoare pentru care forță periferică mai mare, ce se cere învinsă, este transmisă tot numai de toba *II*, fără contribuția tobei *I*.

Prin mărirea contragreutății de întindere se ridică însă tensiunea maximă din banda de cauciuc la valoarea corespunzătoate acționării printr-o singură tobă motoare. Această tensiune este cu 36% mai mare decît tensiunea maximă ce se dezvoltă în bandă la acționarea prin 2 tobe motoare, ceea ce atrage o scurtare a duratei de funcționare a benzii prin suprasolicitarea ei.

Măsurile arătate mai sus, pentru ca transportorul cu bandă de cauciuc acționat ca în fig. 2 să lucreze fără șocuri, se practică efectiv în exploatare; ele sînt cauzele pentru care nu s-a putut observa pînă acum că la acest mod de acționare nu se obțin avantajele teoretice caracteristice acționării prin 2 tobe motoare, deoarece din cele două tobe în aparență motoare nu ia parte la transmiterea forței periferice, decît o singură tobă.

La acționarea din fig. 2 s-ar părea că prin schimbarea raportului roților dințate ce leagă între ele cele 2 tobe de acționare astfel încît toba *II* să aibă o viteză periferică mai mică decît toba *I*, și anume egală cu viteza benzii la coborîrea de pe toba *I*, s-ar putea aduce și toba *I* în situația de a se încărca cu cuplu motor, fără apariția șocurilor menționate. Acest lucru însă nu se poate obține în practică, întrucît viteza benzii la coborîrea de pe toba *I* se schimbă în timp, caracteristicile elastice ale benzii variind atît cu tensiunea din bandă (variabilă cu sarcina), cît și în timp.

Acționarea rațională a transportoarelor cu două tobe motoare

Avantajele economice pe care, teoretic, le prezintă transportoarele cu bandă de cauciuc cu 2 tobe motoare, se pot obține în mod real și integral dacă se introduce între motorul electric unic de acționare și cele 2 tobe motoare o transmisie care să îndeplinească următoarele condiții:

1. Să desfacă cuplul motor total în 2 cuple motoare parțiale, pe care să le distribuie celor 2 tobe motoare în proporția optimă stabilită mai sus de: 27% la toba motoare *II* și de 73% la toba motoare *I*.

2. Să permită rotirea tobei *II* la o turație variabilă, mai mică decît a tobei *I*, astfel încît viteza periferică a tobei *II* să egaleze în orice moment viteza benzii la coborîrea de pe toba motoare *I*, ce variază cu încărcarea transportorului și cu durata de funcționare a benzii.

Aceste condiții sînt îndeplinite de trans misia planetară din fig. 5, propusă de autor, care are următorul mod de funcționare:

De la axul de ieșire din reductorul de turație, mișcarea se transmite prin cupla *a* la corpul purtător de sateliți *b*. Cele 2 roți satelite *c* angrenează atît cu pinionul *d* împănat pe axul *e*, ce transmite mai departe mișcarea la toba *II* prin cupla *f*, cît și cu coroana cu dantura interioară *g*. La rîndul ei aceasta poartă în exterior coroana dințată *h*, care transmite mișcarea la toba *I* prin intermediul roții dințate *i* axului *K* și cuplei *m*, indicate în fig. 6.

Cuplul motor *M* dat de motorul electric de acționare pe corpul purtător de sateliți *b*, dezvoltă pe axul fiecărei din cele 2 roți satelite *c* cîte o forță tangențială: $P = \frac{M}{2R}$ (*R* fiind raza cercului axelor sateliților). Se vede astfel că prin angrenarea simultană a roților satelite *c*, atît cu pinionul *d* cît și cu coroana cu dantura interioară *g*, forțele *P* dau următoarele momente de torsiune:

a) Pe axul *e* al pinionului *d*:

$$M_2 = \frac{M}{2R} \cdot r_p$$

în care r_p — raza pionionului *d*.

b) Pe coroana cu dantura interioară *g* respectiv pe coroana dințată *h*:

$$M_2 = \frac{M}{2R} (r_p + 2 r_s)$$

în care r_s — raza roții satelite *c*.

Cele 2 cupluri M_1 și M_2 se transmit mai departe tobei motoare *I*, respectiv tobei motoare *II*, prin intermediul elementelor mecanice arătate mai sus. Luînd mărimi convenabile pentru

razele r_s și r_p, se realizează desfacerea cuplului motor M în cuplele parțiale M_1 și M_2, care se repartizează celor 2 tobe motoare *I* și *II* în

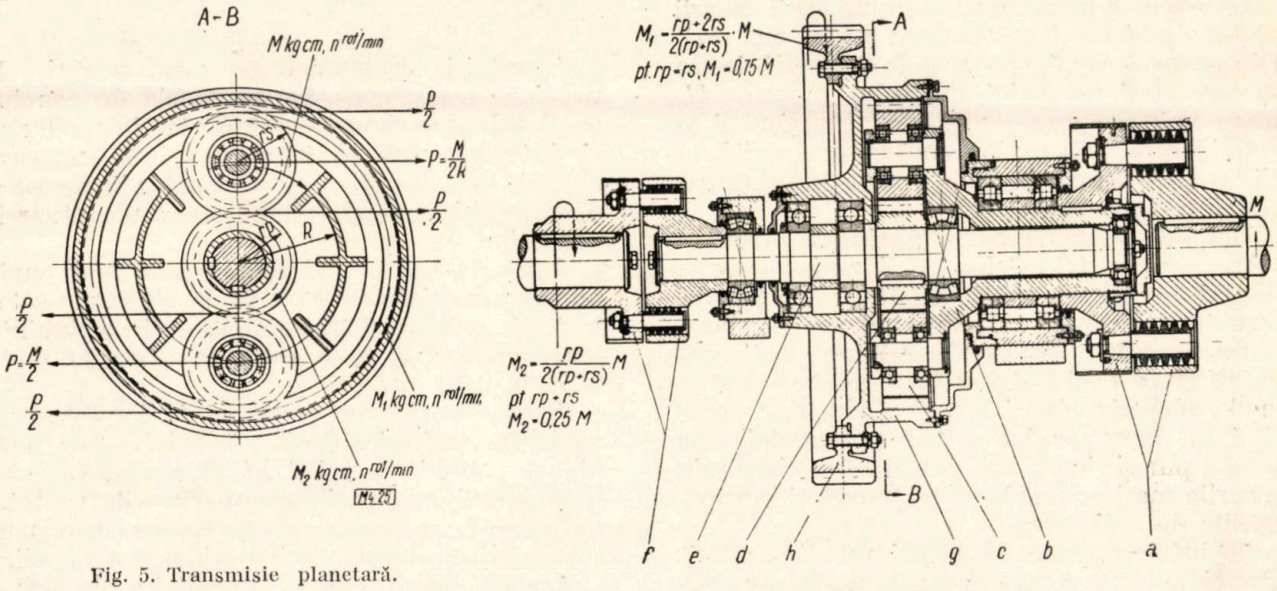


Fig. 5. Transmisie planetară.

proporțiile teoretice optime de: 73%, pentru toba *I* și 27% pentru toba *II*.

Pentru aceasta este necesar ca:

$$M_1 = 2{,}7\ M_2$$

de unde rezultă că: $r_p = 1{,}17\ r_s$.

Cu acest aranjament se obține o încărcare maximă a transportorului.

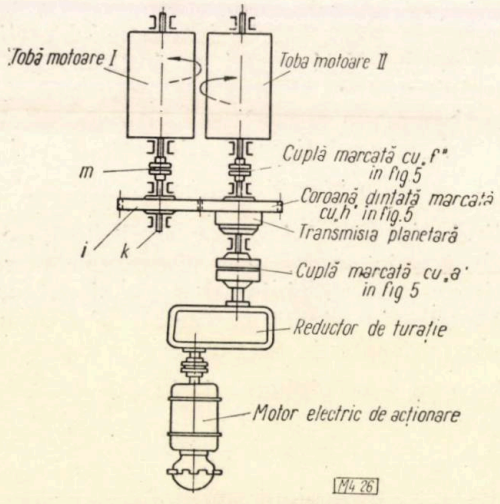


Fig. 6. Schema montajului transmisiei planetare individuale între reductorul de turație și tobele motoare.

Într-adevăr, dacă am presupune de exemplu că transmisia planetară s-ar dimensiona cu:

$$r_p = 2\ r_s \text{ în loc de } r_p = 1{,}17\ r_s$$

cuplul motor total M s-ar repartiza celor 2 tobe motoare în proporțiile:

$$M_1 = 0{,}666\ M, \text{ iar } M_2 = 0{,}333\ M.$$

Însă toba motoare *II* nu se poate încărca cu un cuplu motor mai mare ca 0,27 M, întrucît imediat ce s-ar depăși această valoare, toba *II*, neavînd nici o rezervă contra alunecării benzii pe tobă, banda ar începe să patineze, dînd naștere fenomenului de alunecare succesivă a benzii, cînd pe o tobă cînd pe cealaltă, care ar scoate transportorul din funcțiune. Din această cauză am fi nevoiți în acest caz să reducem încărcarea transportorului, respectiv ruplul motor total, de la valoarea M la valoacea M_x, pentru care:

$$M_2 = 0{,}333\ M_x$$

să fie mic sau cel mult egal cu 0,27 M. Deci

$$0{,}333\ M_x = 0{,}27\ M,$$

de unde rezultă că:

$$M_x = \frac{0{,}27}{0{,}333} \cdot M = 0{,}805\ M.$$

Se vede că în acest caz, momentul de transmis nu poate depăși 0,805 din valoarea maximă a momentului ce s-ar putea transmite, dacă repartizarea lui s-ar face în proporție optimă de 77% pentru toba *I* și 27% pentru toba *II*.

De asemenea, dacă am presupune că transmisia planetară s-ar dimensiona cu

$$r_s = 2\ r_p \text{ (în loc de } r_p = 1{,}17\ r_s$$

cuplul motor total M s-ar repartiza celor 2 tobe motoare în proporție de

$$M_1 = 0{,}834\ M \text{ iar } M_2 = 0{,}166\ M.$$

Însă toba motoare *I* nu se poate încărca cu un cuplu motor mai mare ca 0,77 M, întrucît, în ipoteza că lucrăm fără rezervă contra alunecării benzii pe această tobă (adică cu o mărime minimă a contragreutății de întin-

dere), banda începe să alunece pe toba *I* imediat ce depăşim pentru cuplul motor valoarea :

$$M_1 = 0{,}77\ M.$$

Din această cauză am fi nevoiţi să reducem încărcarea transportorului, respectiv cuplul motor M pînă la o valoare M_x pentru care

$$M_1 = 0{,}834\ M_x$$

să fie mai mic sau cel mult egal cu $0{,}77\ M$ Deci :

$$0{,}834\ M_x = 0{,}77\ M$$

de unde

$$M_x = \frac{0{,}77}{0{,}834} \cdot M = 0{,}92\_M.$$

Se vede că, în acest caz, momentul de transmis nu poate depăşi 92% din valoarea maximă a momentului ce s-ar putea transmite dacă repartizarea lui s-ar face în proporţia optimă,

Transmisia planetară din fig. 5 îndeplineşte însă şi condiţia de a permite adaptarea permanentă a turaţiei celor 2 tobe motoare astfel ca tensiunea din porţiunea de bandă cuprinsă între cele 2 tobe de acţionare să rămînă constantă la o valoare cu puţin mai mare ca :

$$S_{int} = m_2 \cdot \left(\frac{G}{2} - W_g\right).$$

Într-adevăr, dacă banda de cauciuc ar avea la coborîrea de pe toba *I* o viteză egală cu viteza benzii la urcarea pe această toba, (ceea ce nu s-ar putea întîmpla decît în cazul benzilor cu rigiditate totală ($E = \infty$), se înţelege (v. fig. 5) că roţile satelite *c* antrenate de corpul purtator de sateliţi *b* într-o mişcare de rotaţie în jurul axului acestui corp ar antrena la rîndul lor în aceeaşi mişcare de rotaţie, atît pinionul *d* cît şi coroana cu dantura interioară *g*, care ar antrena mai departe toba motoare *II*, respectiv toba motoare *I*.

În această situaţie, roţile satelite ar avea numai rolul unor elemente de cuplaj, neavînd vreo rotaţie în jurul axei lor proprii.

Dacă însă viteza benzii la coborîrea de pe toba motoare *I* este mai mică decît viteza benzii la urcarea pe toba motoare *I*, ceea ce se întîmplă întotdeauna în cazul benzilor de cauciuc din cauza alungirilor specifice diferite pe care le are banda în cele 2 puncte considerate, se naşte în porţiunea de bandă cuprinsă între cele 2 tobe motoare o creştere continuă a tensiunii S_{int}.

Considerînd că această creştere a atins la un moment dat o valoare foarte mică, pe care o notăm cu ΔS_{int}, ei îi corespunde imediat o creştere foarte mică a cuplului M_2 concomitent cu o descreştere identică a cuplului M_1. Aceste cupluri devin deci :

Cuplul M_1 ..... $M_1 - \Delta M$, iar
Cuplul M_2 ..... $M_2 + \Delta M$.

Acestei creşteri a cuplului M_2 respectiv acestei descreşteri a cuplului M_1 cu cantitatea foarte mică ΔM îi corespunde însă o creştere a forţelor tangenţiale $\frac{P}{2}$ de la periferia pinionului d cu o cantitate foarte mică $\frac{\Delta M}{r_p}$, respectiv o micşorare a aceloraşi forţe de la periferia roţii cu dantura interioară g de asemenea cu cantitatea foarte mică $\frac{\Delta M}{r_p + 2\,r_s}$.

Aşa cum se arată în fig. 7, aceste forţe ar deveni din aceeaşi cauză :

— la periferia pinionului d $\frac{P}{2} + \frac{\Delta M}{2r_p}$

— la periferia coroanei cu dantura interioară g $\frac{P}{2} - \frac{\Delta M}{2(r_p+2r_s)}$.

(*Observaţie*: forţele $\frac{P}{2} + \frac{\Delta M}{2r_p}$ respectiv $\frac{P}{2} - \frac{\Delta M}{2(r_p+2r_s)}$ indicate în fig. 7 reprezintă reacţiile pe care le dau pinionul d şi coroana cu dantura interioară g asupra dinţilor roţilor satelite b cu care angrenează). Se înţelege că diferenţele dintre forţele ce solicită în această situaţie fiecare roată satelită dau naştere unui

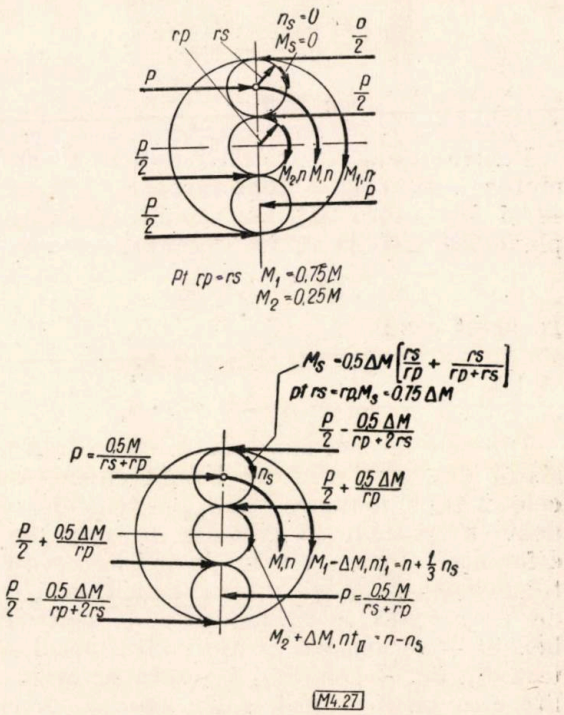


Fig. 7. Schema transmisiei planetare cu indicarea forţelor ce acţionează pe dantura roţilor satelite şi pe axele acestora, în cazul : *A*) cînd momentele M_1, respectiv M_2, ar rămîne constante şi în cazul : *B*) cînd momentul M_2 creşte cu o cantitate foarte mică ΔM, respectiv momentul M_1 scade cu aceeaşi cantitate ΔM, la apariţia unei întinderi a porţiunii de bandă cuprinsă între cele două tobe motoare peste $S_{int} = m_2 \left(\frac{G}{2} - W_g\right)$.

cuplu în jurul axei roții respective, avînd o valoare foarte mică

$$M_s = 0{,}5\ \Delta M \left(\frac{r_s}{r_p} + \frac{r_s}{r_p + r_s}\right)$$

pentru $r_p = 1{,}17\ r_s$; $M_s = 0{,}658\ \Delta M$.

Sub influența acestui cuplu roțile satelite încep să execute o rotație în jurul propriilor lor axe, ca n_s rot/min, în afară de mișcarea de rotație în jurul axului corpului purtător de sateliți, pe care roțile satelite le execută odată cu corpul purtător de sateliți, cu n rot/min.

Este de la sine înțeles că turația ce se stabilește la roțile satelite va fi cu atît mai mare cu cît cuplul M_s respectiv cu cît mărimile ΔM și deci ΔS_{int} vor avea valori mai mari.

Referindu-ne la fig. 7 și considerînd că mișcarea absolută în punctele de contact între roata satelită c și pinionul d, respectiv coroana g este compusă dintr-o mișcare relativă a roții satelite în jurul propriei sale axe cu n_s rot/min, și dintr-o mișcare de tîrîre în jurul axului corpului purtător de sateliți cu n rot/min, rezultă pentru cele 2 tobe de acționare următoarele turații :

$$n_{tI} = n + \frac{r_s}{r_p + 2\,r_s} \cdot n_s$$

$$n_{tII} = n - \frac{r_s}{r_p} \cdot n_s$$

Pentru cazul repartizării optime a cuplului motor între cele 2 tobe motoare, ($M_1 = 0{,}77\ M$ și $M_2 = 0{,}27\ M$), s-a stabilit că transmisia planetară trebuie să fie executată cu :

$$r_p = 1{,}17\ r_s$$

În acest caz :

$$n_{tI} = n + 0{,}315 \cdot n_s \qquad (19)$$

$$n_{tII} = n - 0{,}855 \cdot n_s \qquad (20)$$

Din cele de mai sus rezultă că creșterea tensiunii din porțiunea de bandă cuprinsă între cele 2 tobe motoare ΔS_{int} — tensiune ce se dezvoltă și tinde să crească în timp datorită diferenței dintre viteza benzii la urcarea pe toba motoare I și viteza benzii la coborîre de pe această tobă, (cauzate de elasticitatea benzii) — acționează asupra transmisiei planetare din fig. 5, generînd o rotație a roților satelite c în jurul propriilor lor axe (n_s rot/min), proporțională cu creșterea ΔS_{int} care a produs-o. Apariția rotației n_s a roților satelite în jurul axelor lor provoacă o micșorare a turației tobei II (cu 0,855 n_s), concomitent cu o mărire a turației tobei I (cu 0,315 n_s). Acest fapt are ca urmare o coborîre continuă în timp a vitezei periferice a tobei motoare II cu o mai ușoară creștere, de asemenea continuă în timp, a vitezei periferice a tobei motoare I. Fenomenul are loc pînă în momentul în care viteza benzii la urcarea pe toba motoare II egalează întocmai viteza benzii la coborîrea de pe toba motoare I, pentru noile viteze periferice diferite ale celor 2 tobe motoare create prin rotirea roților satelite ale transmisiei planetare în jurul propriilor lor axe.

Din momentul în care s-a realizat egalarea acestor 2 viteze, banda de cauciuc înfășurîndu-se pe toba II exact cu viteza cu care se desfășoară de pe toba I, creșterea mai departe a tensiunii din porțiunea de bandă cuprinsă între cele 2 tobe motoare, peste valoarea

$$S_{int} = m_2 \left(\frac{G}{2} - Wg\right) + \Delta S_{int}$$

încetează.

Ca urmare, într-o durată de timp foarte scurtă de la intrarea în funcțiune a transportorului se stabilește o funcționare de regim pentru care creșterea tensiunii din porțiunea de bandă dintre cele 2 tobe motoare peste valoarea $S_{int} = m_2 \left(\frac{G}{2} - Wg\right)$ rămîne constantă la valoarea foarte mică ΔS_{int}. Pentru această stare de regim, turația roților satelite rămîne de asemenea constantă la o valoare ce se deduce punînd condiția ca viteza periferică a tobei II, corespunzătoare turației n_{tII}, dată de relația (21), să egaleze viteza benzii la coborîre de pe toba I antrenată de rotația n_{tI}, dată de relația (19)

$$\frac{\pi R_{tII} \cdot n_{tII}}{30} = v_{cob} = \frac{1+\varepsilon_{int}}{1+m_{1x} \cdot \varepsilon_{int}} \cdot \frac{\pi R_{tII} \cdot n_{tI}}{30}$$

de unde rezultă :

$$n - 0{,}855\ n_s = \frac{1+\varepsilon_{int}}{1+m_{1x} \cdot \varepsilon_{int}} \cdot (n + 0{,}315\ n_s);$$

notînd raportul :

$$\frac{1+\varepsilon_{int}}{1+m_{1x} \cdot \varepsilon_{int}} = b$$

se deduce :

$$n_s = \frac{1-b}{0{,}855 + 0{,}315\ b} \cdot n \qquad (21)$$

Observăm că în expresia raportului b, termenul :

$$\varepsilon_{int} = \frac{\sigma}{E} = \frac{S_{int}}{B \cdot i} \cdot \frac{1}{E} = \frac{\left(\frac{G}{2} - W_0\right) \cdot m_2}{B \cdot i} \cdot \frac{1}{E}$$

(în care E este modulul de elasticitate al benzii), are o valoare practic constantă, în schimb factorul m_{1x}, variază cu sarcina utilă momentană a transportorului.

Or, expresia (21) este valabilă pentru orice valoare a raportului b, de unde rezultă că transmisia planetară din fig. 5 este capabilă să modifice permanent turațiile celor 2 tobe motoare după încărcarea momentană a transportorului, astfel ca tensiunea din porțiunea de bandă cuprinsă între cele 2 tobe motoare să rămînă la o valoare constantă, puțin diferită de la o încărcare la alta.

Starea de regim stabilită pentru o anumită încărcare este stabilă datorită faptului că prin intervenţia automată a transmisiei planetare, turaţia tobei *II* variază în jurul turaţiei, pentru care viteza periferică a tobei *II* egalează întocmai viteza benzii la coborîre de pe toba motoare *I*, în sens invers cu creşterea tensiunii din porţiunea de bandă cuprinsă între cele 2 tobe, faţă de valoarea :

$$S_{int} = m_2 \cdot \left(\frac{G}{2} - W_g\right).$$

Într-adevăr, dacă am presupune că coborîrea turaţiei tobei motoare *II*, datorită apariţiei rotaţiei roţilor satelite în jurul axelor lor proprii, cu n_s rot/min (sub influenţa cuplelor $M_s = 0{,}658\ \Delta\ M$), nu s-ar opri la turaţia pentru care viteza periferică a tobei *II* ar egala exact viteza pe care o are banda la coborîre de pe toba *I*, ci ar trece puţin sub această turaţie, tensiunea din banda de cauciuc cuprinsă între cele 2 tobe motoare ar începe să se micşoreze din ce în ce mai mult sub valoarea

$$S_{int} = m_2 \cdot \left(\frac{G}{2} - W_g\right).$$

Însă, această micşorare a tensiunii S_{int} produce imediat o micşorare a cuplului $M_s = 0{,}658\,\Delta\ M$ şi deci o reducere a turaţiei n_s care măreşte imediat turaţia tobei II la valoarea :

$$n_{II} = \frac{30 \times v_{cob}}{\pi R_{II}},$$

pentru care viteza periferică a tobei este riguros egală cu viteza benzii de cauciuc la coborîre de pe toba *I* : v_{cob}.

O comportare similară cu aceea a transmisiei planetare individuale analizate mai sus are şi transmisia planetară montată în interiorul tobei, *II* după propunerea ing. Rudolf Vanko de la Institutul de Proiectări Miniere din Budapesta.

Modul de execuţie al acestei transmisii este arătat în schiţa *8*, iar montajul în cuprinsul capului de acţionare al transportorului este redat în schiţa *9*.

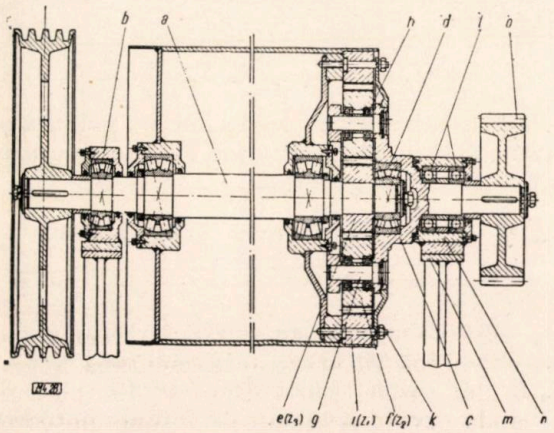


Fig. 8. Modul de execuţie al transmisiei planetare montate în interiorul tobei *II*.

La toba *I* mişcarea de rotaţie se transmite de la roata dinţată *b* din fig. 8, la o roată dinţată cuplată pe axul tobei *I*, prin intermediul unei roţi libere.

Verificarea experimentală a efectului transmisiei planetare asupra funcţionării unui transportor cu bandă de cauciuc de mare capacitate şi mare lungime

Transmisia planetară descrisă în acest articol a fost montată în luna februarie 1960 la unul din transportoarele cu bandă de cauciuc de 1 m lăţime şi 550 m lungime al exploatării carbonifere Rovinari, în fluxul evacuării sterilului descopertat, la un debit de circa 350 t/h.

Deşi nu s-au putut face determinări sistematice, în mod comparativ cu un transportor similar lucrînd în condiţii identice de lungime şi sarcină, cu acţionarea însă rigidă a celor două tobe de antrenare, după montajul clasic din fig. 2, se pot da totuşi următoarele informaţii :

a) Cu transmisia planetară arătată în acest articol, s-a realizat cel mai lung transportor cu bandă de cauciuc de la noi în ţară, şi anume 550 m (lungimea lui fiind limitată din motive tehnologice).

b) Transportorul cu bandă în cauză a funcţionat continuu din luna februarie 1960, cu un mers foarte liniştit, necesitînd o forţă de întindere de numai 700 kg, în timp ce transportoare similare, însă mult mai scurte (250 — 300 m), din fluxul de steril şi cărbune al acestei întreprinderi, dotate cu acţionarea rigidă din fig. 2, au necesitat forţe de întinderi de 1 600 — 2 000 kg.

c) În timp ce la transportoarele mai scurte cu acţionarea rigidă menţionată, interveneau dese defectări şi ruperi ale benzii de cauciuc, la transportorul mai lung, dotat cu transmisia planetară, practic nu a survenit nici o rupere de bandă de la data punerii în funcţiune a acestei transmisii, cu aceleaşi caracteristici de rezistenţă.

d) Fenomenul apariţiei mersului sacadat al transportorului, datorită alunecării succesive a benzii de cauciuc, cînd pe o tobă de antrenare cînd pe cealaltă, fenomen ce apare în anumite situaţii de funcţionare la transportoarele acţionate rigid (din cauzele explicate în cuprinsul acestui articol), a dispărut definitiv din funcţionarea transportorului cu bandă de cauciuc dotat cu transmisia planetară.

e) La lungimea de 550 m, montaj orizontal şi un debit de steril transportat de circa 350 t/h, la o viteză de transport de 1,5 m/s puterea consumată de motorul electric de acţionare s-a ridicat la circa 35 kW.

CZ. 622.799.001.24

Calculul termic al conductelor de tulbureală

Ing. DUMITRU MAXIM

De la uzinele de preparare a minereurilor sterilul se evacuează hidraulic la bazinele de decantare sub formă de tulbureală (amestec hidraulic). Mărimea granulelor variază de la 0 la circa 0,6 mm.

Transportul tulburelii se face fie prin jgheaburi sau canale, fie prin conducte metalice. Transportul se face gravitațional sau cu ajutorul pompelor. Atît conductele de transport cît și jgheaburile se instalează la suprafață. Transportul se face însă greu iarna, cînd temperatura aerului este sub zero grade, și temperatura tulburelii la plecare este scăzută din cauza pericolului de îngheț, în special cînd transportul se face la distanță.

Pentru a se vedea dacă se poate face transportul tulburelii și în timp de iarnă trebuie să se facă și un calcul de verificare termică, pe lîngă calculul de dimensionare al conductelor.

La executarea calculului de verificare se ține cont de următoarele :

a) Tulbureala cedează căldura mediului exterior prin suprafața de răcire, indiferent dacă mișcarea tulburelii în conductă se face laminar sau turbulent.

b) Înghețarea începe practic la peretele conductei prin formarea unei cruste de gheață care se îngroașe, secțiunea de trecere se tot micșorează, rezistențele se măresc pînă cînd se consumă întreaga energie disponibilă pentru mișcare. Înghețarea nu se face deci pe toată secțiunea conductei odată, ci treptat, și cînd întreaga energie disponibilă pentru mișcare devine zero, mișcarea tulburelii prin conductă încetează.

c) Pentru ca tulbureala să nu înghețe în timpul transportului trebuie ca la ieșirea din conductă să aibă o temperatură mai mare de + 2 °C.

Pentru stabilirea formulei de verificare termică, să considerăm cantitatea G de amestec hidraulic, de n componente, transportată orar, avînd volumul total V.

Componentele tulburelii au :

— volumele : $V_1, V_2, V_3, \ldots, V_n$; $\sum_1^n V_i = V$ m³/h

— greutățile : $G_1, G_2, G_3, \ldots, G_n$; $\sum_1^n G_i = G$ kg/h

— căldurile specifice : $C_1, C_2, C_3, \ldots, C_n$ kcal/kg °C.

Fie d_i diametrul interior al conductei (în mm), ales conform normelor cunoscute, din seria de diametre standardizate, pe baza vitezei economice și ținînd seama de viteza minimă necesară pentru a evita depunerea particulelor solide.

Diametrul conductei fiind cunoscut, rezultă viteza reală de transport w :

$$w = \frac{353{,}4\ V}{d_i^2} \text{ m/s.} \qquad (1)$$

Volumul de tulbureală supusă răcirii pe lungimea de conductă l (m) este egal cu volumul geometric al conductei

$$V_0 = 0{,}785\ d_i^2\, l \cdot 10^{-3}\ \text{m}^3. \qquad (2)$$

Timpul în care tulbureala este supusă răcirii este :

$$\tau = \frac{l}{3\,600\ w} = \frac{V_0}{V} \text{ ore.} \qquad (3)$$

Neglijînd căldura rezultată din frecare, care este mică, cedarea de căldură mediului exterior se face pe seama conținutului de căldură cu care tulbureala intră în conductă, ceea ce are ca urmare scăderea temperaturii tulburelii.

Notăm cu t_i temperatura tulburelii la intrarea în conductă și cu t_2 temperatura tulburelii la ieșirea din conductă.

Pentru ca să nu se producă înghețarea tulburelii, trebuie ca $t_2 > 0$°C. Pentru siguranță, se pune condiția ca $t_2 \geqslant +2$°C.

Cantitatea de căldură Q_1 pe care o cedează tulbureala din conductă prin răcirea ei, de la t_1 la t_2 ($t_2 > 0$), este egală cu :

$$Q_i = \tau\,(G_1 \cdot C_1 + G_2 \cdot C_2 + \ldots + G_n \cdot C_n)\ t_1$$

sau :

$$Q_1 = \tau \cdot t_1 \cdot \sum_1^n G_1\, C_1 \quad \text{kcal.} \qquad (4)$$

Pentru calcularea pierderilor de căldură prin conductă în mediul exterior se folosește următoarea formulă generală :

$$\Delta Q = 2 \cdot \pi \cdot \frac{t_0 - t_e}{\Sigma R} \cdot l \cdot (1 + \beta) \quad \text{kcal/h} \qquad (5)$$

unde :

t_0 este temperatura medie a tulburelii ;
t_e — temperatura mediului ambiant ;
ΣR — suma rezistențelor termice pe traseul curentului de căldură la trecerea de la agentul termic, la mediul ambiant m. h. grad/kcal ;

l — lungimea conductei;

β — un coeficient în funcție de pierderile suplimentare de căldură prin părțile neizolate, armături și fitinguri în % din pierderea de căldură a conductei; în cazul conductei neizolate $\beta = 0$.

Rezistența termică de suprafață se calculează cu formula:

$$R_s = \frac{1}{\alpha \cdot r_e} \text{ m.h.grad/kcal} \qquad (6)$$

în care:

α este coeficientul de trecere a căldurii prin suprafața corpului solid, la aer, abur sau lichid, kcal/m². h. grad;

r_e — raza suprafeței, m.

Rezistențele termice interioare se calculează cu formula:

$$R_i = \frac{1}{\lambda} \cdot l_n \frac{r_e}{r_i} \text{ m. h. grad/kcal} \qquad (7)$$

în care:

λ este conductivitatea termică a corpului solid, kcal/m · h · grad;

r_e și r_i — razele exterioare și interioare ale țevii, m.

Avînd în vedere valorile relativ mici ale rezistențelor termice ale peretelui țevii metalice și rezistența limită pe suprafața interioară a conductei termice, în calculele practice, aceste rezistențe pot fi neglijate.

Pierderea de căldură în acest caz pentru conducta neizolată așezată aerian se calculează cu relația:

$$\Delta Q = 2 \cdot \pi \cdot r_e \cdot \alpha \, (t_0 - t_e) \cdot l \quad \text{kcal/h} \qquad (8)$$

în care: α este coeficientul de trecere a căldurii în aer și se calculează cu următoarea formulă empirică:

$$\alpha = 8 + 0{,}04 \cdot t_s + 6 \cdot \sqrt{v} \text{ kcal/m}^2 \cdot \text{h} \cdot ^\circ\text{C} \qquad (9)$$

unde:

t_s este temperatura suprafeței țevii;

v — viteza aerului ce înconjoară conducta, m/s.

Notînd cu F suprafața conductei și observînd că $2 \pi r_e \cdot l = F$, cantitatea de căldură Q_2 care se pierde în timpul τ este

$$Q_2 = \tau \cdot \alpha \cdot F \, (t_0 - t_e) \qquad (10)$$

Egalînd relațiile (4) și (10) rezultă:

$$\tau \, (t_1 - t_2) \sum_1^n G_1 \cdot C_1 = \tau \, \alpha \, F \, (t_0 - t_e) \qquad (11)$$

Din (11), ținînd seama că $t_0 = \frac{t_1 + t_2}{2}$, se obține formula pentru determinarea temperaturii tulburelii la ieșirea din conductă:

$$t_2 = \frac{2 \cdot t_1 \cdot \sum_1^n G \cdot C - F \cdot \alpha \, (t_1 - 2 t_e)}{2 \sum_1^n G \cdot C + F \cdot \alpha} \; ^\circ\text{C} \qquad (12)$$

În cazul apei:

$$t_2 = \frac{2 \cdot t_1 \cdot G_h \cdot C + F \cdot \alpha}{2 \cdot G_h \cdot C + F \cdot \alpha} \; ^\circ\text{C} \qquad (13)$$

Exemplu. Sînt date:

— cantitatea de tulbureală ce se transportă 23 040 m³/24 ore;

— raportul solid : lichid 1 :12;

— greutatea specifică $\gamma = 1{,}055$ kg/dm³.

Transportul tulburelii se face cu două pompe centrifugale ce lucrează în paralel.

— temperatura tulburelii la intrarea în conductă

$$t_1 = + 6^\circ\text{C}$$

— temperatura minimă a aerului exterior

$$t_e = - 25^\circ\text{C}$$

— viteza maximă a vîntului $V = 16$ m/s.

Conducta prin care se face transportul tulburelii are diametrul exterior 426 mm, grosimea 11 mm și lungimea 1 500 m, este așezată aerian și este neizolată.

Partea solidă are următoarea componență în procente din greutate:

cuarț (SiO_2) 60 % cu C_2	= 0,19 kcal/kg și gr C
calcită ($CaCO_3$) 14 % cu C_3	= 0,208 kcal/kg și gr C
caolin ($H_4Al_2Si_3O_2$) 10 % cu C_4	= 0,224 kcal/kg și gr C
carbonați diferiți 5,6 % cu C_5	= 0,2 kcal/kg și gr C
agrilă 3,7 % cu C_6	= 0,19 kcal/kg și gr C
baritină (Ba SO_4) 3,7 cu C_7	= 0,11 kcal/kg și gr C
pirită (Fe S_2) 1,5 % cu C_8	= 0,128 kcal/kg și gr C
galenă (Pb S) 0,6 % cu C_9	= 0,05 kcal/kg și gr C
blendă (Zn S) 0,5 % cu C_{10}	= 0,11 ckal/kg și gr C
calcopirită (Fe S_2) 0,4 % cu C_{11}	= 0,131 kcal/kg și gr C
100%	

Să se verifice dacă se poate face transportul tulburelii:

a) în cazul funcționării ambelor pompe;

b) în cazul funcționării unei pompe.

Rezolvare: Cantitatea totală de tulbureală ce se transportă pe oră este:

$$23\,040 : 24 = 960 \text{ m}^3/\text{h}$$

în care:

$$960 : 12 = 80 \text{ m}^3/\text{h solid}$$

și

$$960 - 80 = 880 \text{ m}^3/\text{h apă}$$

Greutatea totală a tulburelii este:

$$960 \cdot 1{,}055 = 1\,012{,}8 \text{ t/h}$$

din care:

$$1\,012{,}8 - 880 = 132{,}8 \text{ t/h solid.}$$

Cantitățile elementelor tulburelii ce se transportă sînt:

G_1 — apă	= 880,00 t/h
G_2 — cuarț 0,6 · 132,8	= 79,70 t/h

G_3 — calcită 0,14 ·132,8	= 18,60 t/h
G_4 — caolin 0,10 ·132,8	= 13,28 t/h
G_5 — carbonaţi diferiţi 0,056 ·132,8	= 7,45 t/h
G_6 — argilă 0,37 ·132,8	= 4,90 t/h
G_7 — baritină 0,037 ·132,8	= 4,90 t/h
G_8 — pirită 0,015 ·132,8	= 2,00 t/h
G_9 — galenă 0,006 ·132,8	= 0,80 t/h
G_{10} — blendă 0,005 ·132,8	= 0,67 t/h
G_{11} — calcopirită 0,004 ·132,8	= 0,50 t/h
Total	1 012,80 t/h

Suprafaţa de răcire :

$$F = \pi \cdot d_e \cdot 1.0{,}001 = 3{,}14 \cdot 426 \cdot 1\,500 \cdot \cdot 0{,}001 = 2\,000 \text{ m}^3.$$

Viteza de mişcare a tulburelii :

$$w = \frac{353{,}4 \cdot V_h}{d_i^2} = \frac{253{,}4 \cdot 960}{4\,042} \quad 2{,}08 \text{ m/s.}$$

Timpul în care amestecul este supus răcirii :

$$\tau = \frac{1}{3\,600 \cdot w} = \frac{1\,500}{3\,600 \cdot 2{,}08} = 0{,}2 \text{ ore} \sim 12 \text{ min.}$$

Coeficientul de trecere a căldurii în aer :

$$\alpha = 8 + 0{,}04\ t_s + 6\sqrt{v} = 8 + 0{,}04 \cdot 6 + 6\sqrt{16}$$

$$\alpha = 32{,}24 \text{ kcal/m}^2 \cdot \text{h} \cdot {}^\circ\text{C}$$

$\sum_1^n G \cdot C$ = 906 382 kcal

$G_1 C_1$ = 880 000	1	= 880 000
$G_2 C_2$ = 79 700	0,19	= 16 143
$G_3 C_3$ = 18 600	0,208	= 3 869
$G_4 C_4$ = 13 280	0,224	= 2 975
$G_5 C_5$ = 7 450	0.2	= 1 490
$G_6 C_6$ = 4 900	0,19	= 931
$G_7 C_7$ = 4 900	0,11	= 539
$G_8 C_8$ = 2 000	0,128	= 256
$G_9 C_9$ = 800	0,05	= 40
$G_{10} C_{10}$ = 670	0,11	= 74
$G_{11} C_{11}$ = 500	0,131	= 65

temperatura tulburelii la ieşirea din conductă este

$$t_2 = \frac{2 \cdot t_1 \cdot \sum_1^n G \cdot C - F \cdot \alpha \cdot (t_1 - 2\,t_e)}{2 \cdot \sum_1^n G \cdot C + F \cdot \alpha};$$

înlocuind valorile avem :

$$t_2 = \frac{2 \cdot 6 \cdot 906\,382 - 2\,000 \cdot 32{,}24\ [(6-(-25)]}{2 \cdot 906\,382 + 2\,000 \cdot 32{,}24}$$

$$t_2 = \frac{7\,265\,704}{1\,877\,144} = 3{,}88{}^\circ\text{C}.$$

Se poate face transportul fără a îngheţa tulbureala în cazul funcţionării ambelor pompe deoarece :

$$t_2 = 3{,}88{}^\circ\text{C} > +2{}^\circ\text{C}.$$

În cazul funcţionării numai a unei pompe se transportă cantitatea de tulbureală de 480 m³/h. În acest caz :

$$\Sigma G \cdot C = \frac{906\,382}{2} = 453\,191 \text{ kcal/grad}$$

şi

$$t_2 = \frac{2 \cdot 6 \cdot 453\,191 - 3\,610\,880}{906\,382 + 64\,480}$$

$$t_2 = \frac{1\,827\,412}{970\,862} = 1{,}88\,{}^\circ\text{C}.$$

Nu se poate face transportul tulburelii fără pericol de îngheţ în cazul funcţionării unei singure pompe deoarece :

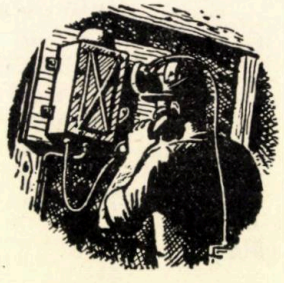
$$t_2 = 1{,}88{}^\circ\text{C} < +2{}^\circ\text{C}.$$

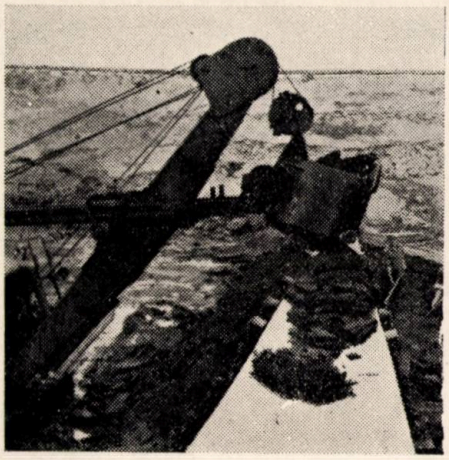
BIBLIOGRAFIE

[1] Muraci N. N.: *Spravocinik metalurgia po ţvetnim metallam*, tom I. Metalurghizdat.

[2] Miheev M. A.: *Osnovi teploperedaci*. Gosenergoizdat.

[3] Kopiev S. F.: *Alimentarea cu căldură*. Traducere din limba rusă, Editura Tehnică.





Transportul cărbunelui în cadrul exploatării la zi de la Rovinari.

Clădirea Institutului pentru cercetări miniere și metalurgice din Capitală.

Note

CZ. 622.26. 004.67

Săparea rapidă a unei transversale (522,6 m într-o lună)

Această transversală era necesară pentru accelerarea deschiderii orizonturilor inferioare și în același timp să aducă îmbunătățirea condițiilor de aeraj.

1. Echiparea și datele tehnice ale lucrării miniere

Transversala a fost săpată în șisturi amfibolice și seritice cu secțiunea de :

437,5 m — 7,83 m²
10,0 m — 9,73 m²
75,1 m — 4,53 m².

Săparea totală a fost de 522,6 m cu un profil mediu de 7,39 m².

Ca susținere au fost utilizate : 123 susțineri trapezoidale inclusiv căptușeala, 10 susțineri din oțel profilat și circa 60 m susțineri cu ancore.

Pentru introducerea aerului comprimat au fost instalate două conducte independente una de alta din țevi de 80 mm, prevăzute cu cuplaje rapide.

Conducta pentru evacuarea apei a constat din țevi de 50 mm, de asemenea prevăzute cu cuplări rapide. Vagonetele folosite au avut o capacitate volumetrică de 0,650 m³ cu un ecartament de 600 mm.

Calea ferată definitivă a fost montată din șine de 7 m lungime.

Transversala a fost aerisită cu ajutorul burlanelor de aeraj de 500 mm ϕ.

Pentru lucrările de foraj au fost utilizate perforatoare cu coloane pneumatice, cu următoarele caracteristici tehnice :

numărul loviturilor	2 600 pe minut
consumul de aer comprimat	2,9 m³/min
greutate	22,5 kg
avansarea	5,7 min în mediu pe fiecare metru forat.

Capetele amovibile cu daltă simplă cu un unghi de 110° au avut un diametru de 36 mm.

Pentru încărcarea materialului au fost folosite trei mașini de încărcat tip PML-63, cu următoarele date tehnice :

puterea motorului	9,5 CP
presiunea aerului	5 at
capacitatea cupei	0,11 m³
randamentul	circa 15,0 m³ rocă compactă/h
consum de aer comprimat	10,0 m³/min

2. Măsuri pregătitoare

1. *Compunerea brigăzii.* Brigada a fost compusă din trei echipe din lucrători obișnuiți cu lucrările cu avansări rapide și cu o bună colaborare între ei, factor care a fost hotărîtor pentru rezultat.

2. *Planul forțelor de muncă* pentru grupa unui minier. În fiecare schimb au fost utilizați opt mi-

nieri, lucrînd în patru schimburi, deci echipa se compunea din 32 lucrători.

3. *Planul forțelor de muncă pentru forțele de lucru auxiliare este următorul :*

montatori de cale	3
artificieri	6
conducători de locomotivă	3
însoțitori locomotivă	3
lăcătuși electricieni	3
lăcătuși pentru reparații și montaje	3
lucrători pentru aeraj	3
cuplători	6
trolișți	3

Aceste forțe de muncă nu au fost folosite numai pentru echipe, ci ele au făcut schimb normal.

Pentru asistența, din toate punctele de vedere, a brigăzii au fost folosite două persoane din personalul tehnic ingineresc.

3. Prelucrarea ciclogramei de lucru pentru grupele de mineri

Ciclograma de lucru a avut următoarea desfășurare :

Săparea în

31 zile lucrătoare	520 m
pe zi lucrătoare	16,8 m
pe schimb	4,2 m
pe ciclu	1,4 m.

Pentru a se obține o explodare cu o adîncime de 1,4 m au fost stabilite următoarele adîncimi ale găurilor de mină :

Pentru găurile simburelui	1,8 m
Pentru găurile de profilare	1,5 m

1. *Pregătirile pentru forare* au fost executate luîndu-se în considerare următoarele puncte de vedere :

Fiecare schimb se schimba la locul de muncă. În timp ce se încărca ultimul material al unei împușcături, minerii aduceau sculele la locul de muncă și le așezau lateral la pereți. În timp ce mașinile de încărcat erau transportate la locurile de adăpostire, lucrătorii desemnați în acest scop aduceau la locul de muncă distribuitorul de aer și apă.

Minerii montau în continuare sculele lor și legau furtunurile. Pentru pregătirile pentru forare au fost stabilite 5 min.

2. *Forarea.* Lucrările de forare au fost executate de șase mineri cu perforatoarele. Fiecare miner a forat găurile de mine prevăzute pentru el și stabilite după schema de forare (vezi fig. 1 și 2).

Găurile de profilare și auxiliare	1,5 m
Găurile pentru simbure	1,8 m.

Mineri utilizați : șase, alți doi au ajutat la forare și la schimbarea sfredelelor.

Numărul găurilor : 27—29 pe secțiune.

Îndată ce un miner a forat găurile repartizate lui, a început să foreze găurile auxiliare pentru fixarea conductei și a burlanelor de aeraj, șinelor și punctelor topografice, precum și găurile pentru papucii pentru grinzi.

Suflarea găurilor a fost făcută de minerii 7 și 8 care au ajutat pînă atunci la forare.

Figura 2 arată împărțirea găurilor pe miner.

Numerele *I — VI* arată găurile forate de minerii *I —VI.* Găurile însemnate cu 5 au fost fo-

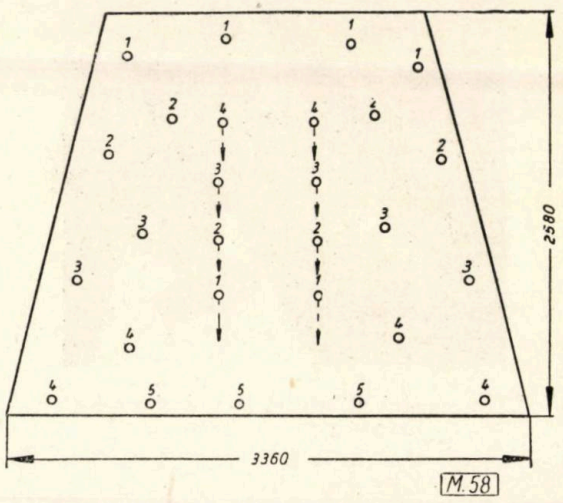


Fig. 1 Schema de perforare a echipei

rate de minerii care au terminat mai înainte forarea găurilor *1—4.*

În medie au fost forate 26,2 găuri pentru fiecare explodare, pentru care în medie s-au forat 42,2 m. În timp ce șase din mineri forau, ceilalți

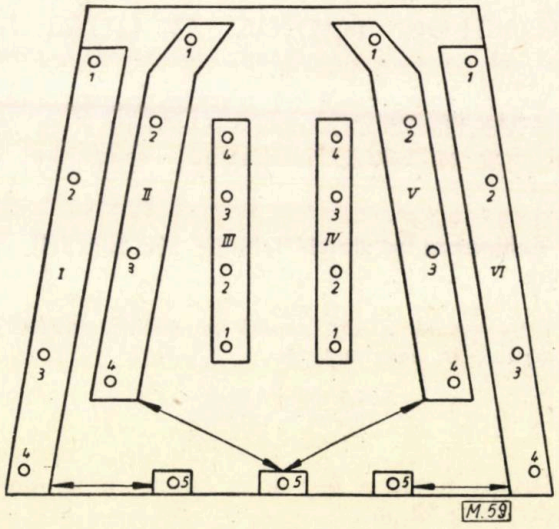


Fig. 2. Distribuirea găurilor de mină pe minier

doi se îngrijeau de aprovizionarea sfredelelor pentru forat, ungerea perforatoarelor și schimbarea capetelor amovibile.

Un miner după ce a forat găurile repartizate lui a demontat scula lui și a transportat-o în locul de adăpostire. În timp ce ultimul miner era ocupat cu demontarea, minerii 7 și 8 suflau găurile.

Demontarea sculelor nu a fost trecută ca operație de lucru în ciclogramă, deoarece în timpul din urmă existau rezerve pentru forare și încărcare.

Pentru lucrările de forare au fost stabilite 45 min.

3. *Executarea lucrărilor de încărcare şi împuşcare.* Cu aprobarea autorităţilor de control minier au putut fi folosiţi pentru încărcarea şi burarea găurilor de mină simultan doi artificieri şi doi lucrători din echipă instruiţi ca ajutori artificieri. Ca exploziv a fost întrebuinţat gelatina Donarit 1, iar ca mijloace de aprindere capse detonante electrice instantanee (capse Schaffler). Pentru aprinderea încărcăturilor a fost utilizat un explozor cu o capacitate de aprindere de maximum 100 capse, rezistenţa maximă 510 Ω.

Pentru aceste lucrări au fost stabilite 15 min.

4. *Aerajul.* Transversala a fost aerisită cu aeraj parţial. În timpul avansării rapide au fost săpate considerînd împrejurările locale mai multe suitori de aeraj legate la orizontul cel mai apropiat, care au fost aerisite cu patru ventilatoare axiale de tipul „Prohodka" şi burlane de aeraj de cauciuc de 500 mm. Ventilatoarele au fost mutate de mai multe ori după necesitate.

Pentru aerisire după împuşcare au fost stabilite 10 min.

5. *Pregătiri pentru transportul materialului.* După ce locul de muncă şi transversala a fost aerisită, locul de muncă a fost vizitat de artificieri şi dat liber pentru continuarea lucrului ; doi mineri au udat cu apă materialul şi au copturit tavanul şi frontul locului de muncă.

Maşinile de încărcat au fost transportate înainte şi transportul materialului a putut începe.

6. *Transportul materialului.* Pentru asigurarea fără întreruperi a transportului s-au avut în vedere următoarele :

Transportul de la locul de muncă a fost organizat după o schemă de transport dinainte stabilită (vezi fig. 3).

Alţi doi mineri ajutau la schimbarea vagonetelor pe macaz, pe cînd alţi doi manevrau cele două maşini de încărcat. Toţi minerii erau calificaţi pentru manipularea maşinilor de încărcat.

Figura 4 reprezintă schematic căile de transport în zona înaintării rapide.

Durata lucrului pentru încărcare.

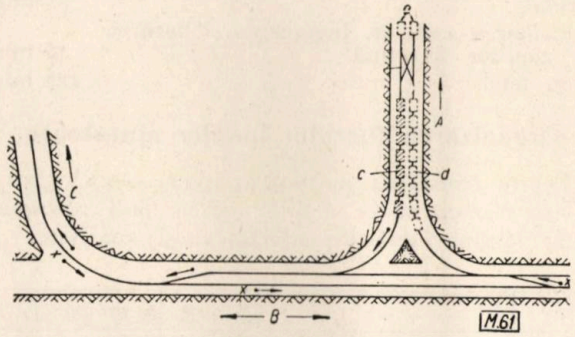


Fig. 4. Schema căilor de transport în zona înaintării rapide :
a — maşina de încărcat ; *b* — macaz ; *c* — vagonete pline ; *d* — vagonete goale

La lungimea planificată a unei înaintări de 1,4 m dintr-o explodare, la secţiunea transversală de 7,83 m² la un coeficient de afînare inclusiv gradul de umplere al vagonetului de 2,7, numărul de vagonete necesare a fost calculat astfel :

1,4 x 7,83 m² = 10,962 m³ rocă compactă de fiecare explodare ;

10,962 x 2,7 = 29,597 m³ adică 30 vagonete.

Cu maşina de încărcat PML 63 pot fi încărcate pe oră circa 40 — 41 vagonete. Pentru încărcarea unui vagonet ar fi deci necesare 1,49 min. Pentru încărcarea a 30 de vagonete ar fi fost necesare cu două maşini de încărcat care lucrează în paralel 22,20 min.

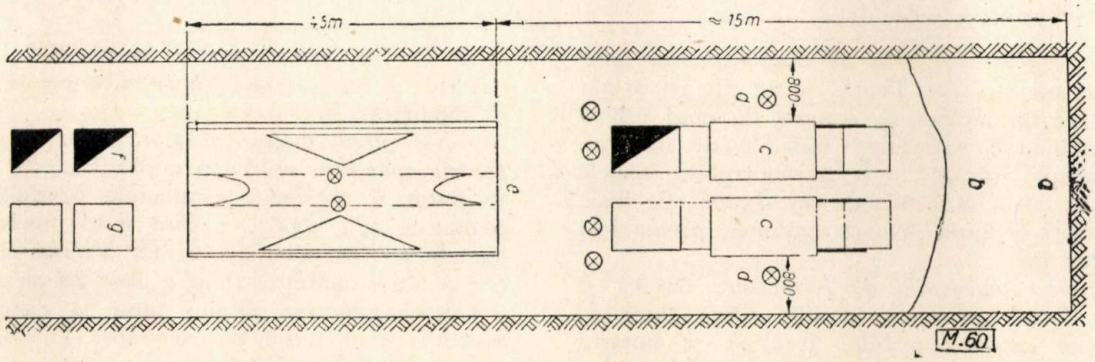


Fig. 3. Schema transportului la locul de muncă :
a — locul de muncă ; *b* — materialul ; *c* — maşina de încărcat PML-63 ; *d* — mecanicul maşinii de încărcat ; *e* — macaz ; *f* — vagonete pline ; *g* — vagonete goale.

O locomotivă electrică asigura aducerea vagonetelor goale şi transportul vagonetelor pline în spatele macazului de încrucişare mobil.

7. *Încărcarea materialului.* Patru mineri aveau grijă ca în mod continuu să fie vagonete goale şi transportau vagonetele pline între maşinile de încărcat şi macazul de încrucişare.

Considerînd schimbarea vagonetelor la maşinile de încărcat, precum şi timpul de pregătire, pot fi stabilite 45 minute pentru transportul materialului rezultat dintr-o explodare.

4. Ciclograma

Prin concentrarea proceselor parţiale de lucru rezultă o ciclogramă care prevede pentru forat,

împuşcat, aerisit, transportul materialului unei înaintări rezultat dintr-o explodare, 120 min. Acestea se împart după cum reiese din figura 5, cum urmează :

aerisirea	10 min
transportul	45 min
pregătirea pentru forat	5 min
foratul	45 min
demontarea sculelor, încărcarea şi burarea găurilor de mînă	15 min
timp total	120 min.

5. Organizarea lucrului forţelor ajutătoare

Pentru realizarea în mod continuu a ciclogramei a fost necesar să se coordoneze în mod corespunzător mersul lucrărilor ajutătoare şi auxiliare.

zată linia definitivă. Lucrările de linie au fost executate în timp ce minerii forau.

Macazul de încrucişare mobil a fost legat de maşinile de încărcat cu ajutorul a două cabluri scurte şi tras mai aproape de front. Distanţa cea mai mare între maşina de încărcat şi macazul de încrucişare a fost de 15 m.

3. *Lucrările de susţinere.* Susţinerea necesară a fost mai înainte făcută cu grinzi montate pe papuci. Ulterior sub grinzi au fost aşezaţi stîlpi, astfel încît a fost formată o susţinere trapezoidală completă.

Forarea găurilor pentru papucii grinzilor a fost făcută de primul miner după forarea găurilor pentru secţiunea transversală şi care, conform schemei de forare, era gata cu forarea găurilor sale. După

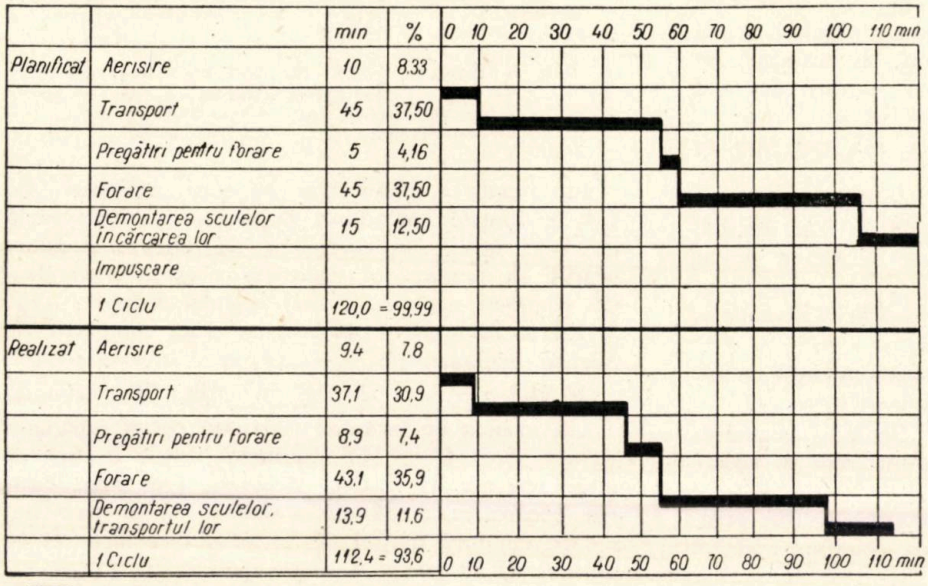


Fig. 5. Ciclograma planificată a brigăzii.

Fig. 6. Ciclograma realizată a brigăzii.

M 62

1. *Supravegherea şi grija de sculele pentru forat şi maşinile de încărcat.* Pentru aceste lucrări a stat la dispoziţie un lăcătuş pe schimb. Pe cînd echipa fora el trebuia să controleze maşinile de încărcat, iar pe timpul încărcării şi transportului, sculele precum şi toate conductele de aer şi apă. Pe lîngă aceste lucrări el ajuta la aşezarea liniei, prelungirea conductelor etc.

2. *Mutarea macazului de încrucişare mobil şi montarea liniei definitive.* Imediat lîngă front au fost aşezate cupoane mobile. Aşezarea şi mutarea cupoanelor au fost executate de mineri. În urma cupoanelor urmau şinele provizorii în lungime de 3,5 m. Aşezarea liniei definitive urma alternativ în lungimi de 7 m, adică pe linia din dreapta respectiv stînga transversalei cu cale dublă au fost îndepărtate două lungimi de şini provizorii şi aşeaceea au fost aşezaţi papucii şi grinzile. După împuşcare a fost aşezată căptuşeala pentru acoperiş şi împănată.

4. *Aşezarea conductelor pentru aer comprimat şi pentru apă.* Prin utilizarea cuplării rapide a ţevilor au putut fi prelungite conductele pentru aer comprimat şi apă, repede şi fără mari pregătiri. Conductele au fost montate înainte alternativ, depărtarea cea mai mare de front a fost 20 m.

Pentru aducerea aerului pînă la distribuitor a fost folosit un furtun de excavator. Din distribuitor apa şi aerul comprimat au fost luate cu furtunuri normale. Conducta de apă a fost legată cu distribuitorul de apă cu un furtun de 1".

Ciclograma planificată în timpul săpării în urma experienţelor căpătate a suferit unele modificări, după cum se poate vedea din figura 6.

(Prelucrare din Bergbautechnik nr 12 (1960) p. 633—640).

Documentare

L. G. Timovskii, N. P. Gracev și V. S. Bersenev: **Căile posibile de modernizare a tehnologiei exploatărilor la zi**, Gornîi Jurnal **135** (1960) nr. 10 (oct.), 11—14.

Datorită modernizării tehnologiei exploatării la zi, capacitatea anuală de producție a acestora a ajuns la 100 milioane tone. Pentru a face față acestor capacități a fost realizată o mașină de încărcat în sistemul cu greblă rotor, care are o capacitate de încărcare de 2 000 m^3/h și o mașină cu rotor pentru formarea haldelor cu o capacitate de 3 000 t/h.

V. P. Kulikov: **Comparația economicității aerajului suflant cu cel aspirant la minele metalifere**. Gornîi Jurnal **135** (1960) nr. 10 (oct.) 7—10.

Autorul arată, pe bază de calcul, economicitatea aerajului suflant pentru minele metalifere în care există scurtcircuitări cu suprafață, față de sistemul de aeraj aspirant. Calculul și analiza economică se face în funcție de așa numitul grad aerodinamic de scurtcircuitare a orizonturilor de aeraj cu suprafața. Pentru cîmpurile miniere mari se propune ca cel mai rațional sistem de aeraj, aerajul suflant și aspirant la extremitățile cîmpului minier. În încheiere autorul arată că la unele mine din U.R.S.S., adoptarea aerajului suflant în locul celui aspirant a permis obținerea unei economii de 20 000—222 000 ruble/an datorită reducerii cheltuielilor de energie.

S. A. Hodosovțev, G P. Grișin și L. F. Gagunov: **Experiența folosirii aliajului VKIIV la forajul cu sondeza BA - 100**, Gornîi Jurnal **135** (1960) nr 10 (oct.) 39—40.

Institututl central de cercetări științifice pentru metale dure a realizat un nou metal dur pentru armarea sapelor cu tăiș de avans folosite la sondeza BA—100. Încercarea noilor sape s-a făcut în piroxene coarțitice și scarne cu un coeficient de tărie f = 18 care erau puțin abrazive dar aveau o mare plasticitate fapt care impune foarte mult forajul.

În aceste condiții, folosind sapele obișnuite armate cu VK-15 acestea se toceau după 1,5—2,5 m forați și nu permiteau mai mult de 1—2 ascuțiri. Folosirea noului metal dur mărea numărul de ascuțiri la 2—3 și făcea necesară o ascuțire după forarea a 4,75 m. Totodată prețul de cost al forajului s-a redus cu 50%, iar productivitatea a crescut cu peste 50%.

E. P. Kalmikov: **Alegerea rațională a mărcii betonului pentru susținerea galeriilor** Sahtnoe Stroitelstvo, 4 (1960) nr. 10 (oct.) 6—9.

În concluziile unui studiu al economicității diferitelor mărci de beton se fac următoarele propuneri:

— în roci cu coeficient de tărie $f = 7—9$, beton B 100 la deschideri pînă la 4,5 m și B 150 la deschideri mai mari;

— în roci cu tărie $f = 4—6$, B 100 la deschideri pînă la 3,5 m și B 150 la deschideri mai mari;

— în roci cu tărie $f = 2—3$, indiferent de deschiderea lucrării B 150;

— în roci cu tărie $f = 1$, B 150 la deschideri pînă la 4 m și B 200 la deschideri de peste 4 m;

— în roci cu tărie $f < 1$, indiferent de deschidere — B 200.

P. I. Abramov: **Dispozitive de control și măsură pentru susținerea ancorată**. Gornîi Jurnal **135** (1960) nr. 10 (oct.) 24—28.

Autorul prezintă dinamometrul de ancorare tip DA-1 ce poate măsura tensiuni de pînă la 10 t și care are o greutate de 3,45 kg; dinamometrul cu role tip DSA-2 ce poate măsura tensiuni pînă la 20 t și dispozitivul PA-3 folosit pentru tensiuni de 10 t. Dintre celelalte dispozitive amintim aparatul PDS-1 pentru măsurarea diametrului găurii la fund, dispozitivul PKA-2 pentru determinarea adîncimii de pătrundere a penei în ancoră, dispozitivul pentru măsurarea alunecării ancorei (pentru alunecări de 0—80 mm) și un dispozitiv pentru observarea convergenței tavanului în timpul cît acesta este ancorat.

M. G. Potapov: **Stadiul tehnicii transportului în cariere în străinătate**. Gornîi Jurnal **135** (1960) nr. 10 (oct.) 54—58.

Autorul face o analiză a mijloacelor de transport prezentînd în special ultimele realizări în domeniul autocamioanelor cu capacități de 65—165 t și, în special, ultimele tipuri acționate cu motoare Diesel electrice.

Se prezintă, de asemenea, benzi transportoare și, în special, noile construcții de puncte de încărcare pe benzile transportoare direct din escavator, datorită dispozitivelor de amortizare ale instalației și care permit încărcarea directă a blocurilor mari.

S. H. Jarcov și F. P. Gluşihin: **Un nou dispozitiv pentru încercarea susținerii ancorate**. Gornîi Jurnal **135** (1960) nr. 10 (oct.) 28-30.

Noul dispozitiv pentru încercarea la smulgere a ancorelor funcționează cu ulei sub presiune de 600 at și poate realiza o forță de smulgere de 15 t. Greutatea aparatului este de numai 9 kg; aparatul s-a dovedit foarte comod în exploatare, urmînd ca după îmbunătățirile ce se vor aduce prototipului să se treacă la fabricația în serie.

G. T. Sancovoi și N. L. Cekonov: **Căile sporirii capacității instalațiilor de extracție din Krivoi Rog**. Gornîi Jurnal **135** (1960) nr. 10 (oct.) 45—47.

Sporirea capacității instalațiilor de extracție s-a obținut, în primul rînd, prin adoptarea metalelor ușoare la construcția vaselor de extracție. Totodată, prin sporirea capacității de înmagazinare a rostogolurilor din mină se poate asigura o mai uniformă alimentare a puțurilor cu vagonete pline.

H. K. Safraner: **Nou tip de susținere din prefabricate pentru galerii și planuri înclinate**. Sahtnoe Stroitelstvo **4** (1960) nr. 10 (oct.) 22—24.

În minele din Combinatul Rostov, în anul 1959 s-au armat cu cadre URP 3,9 kg, adică 18% din volumul de lucrări săpate. Sistemul însă prezintă greutăți la montare și la fabricare, fapt pentru care s-a trecut la folosirea sistemului UTE cu îmbinare prin articulație și care, totodată, asigură reducerea rezistenței areodinamice de 1,5 ori, mărind productivitatea muncii la fabricare cu 80—100% și la montare cu 40—100%.

L. V. Krîjov: **Determinarea eficacității economice a investițiilor în întreprinderile miniere metalifere**. In Gornîi jurnal, **135** (1960) nr. 10 (oct.), 3—6.

În metodologia sovietică de determinare a eficacității economice locul principal îl ocupă cheltuielile specifice de investiție și prețul de cost al producției. În industria minieră există însă o serie de particularități care impun folosirea și a unor indici ca: durata de funcționare a întreprinderii și gradul de folosire a rezervelor geologice ale zăcămîntului. În cazul comparării variantelor trebuie în mod suplimentar să se analizeze indicele

unei complete folosiri a rezervelor de bilanț ale zăcămîntului. La compararea variantelor cu diferite capacități de producție trebuie să se reducă acestea la o aceeași capacitate de referință.

N. A. Malezici: **Pentru mecanizarea complexă a saparii puțurilor**, Sahtnoe Stroitelstvo 4 (1960), nr. 11 (nov.) 1—5.

Viteza medie de săpare a puțurilor a crescut în industria carboniferă din U.R.S.S. de la 17 la 34,3 m/lună în perioada 1952—1959, dar productivitatea muncii pe întregul șantier de săpare n-a depășit 0,3 m³/post în timp ce prin folosirea unui nivel înalt de mecanizare s-au putut realiza productivități de 4,72 m³/post.

Autorul prezintă o serie de instalații de mecanizare complexă a săpării puțurilor: tipul KS-2y cu evacuarea chiblei direct la suprafață și tipul KS-6 cu evacuarea în două trepte a sterilului. Instalația KS-2y permite realizarea a 150 m/lună, iar tipul UVB-6,5 permite realizarea a 350 m/lună la un diametru de 6,5 m și în orice rocă, asigurînd totodată și reducerea cheltuielilor de săpare cu 70% față de procedeul obișnuit de săpare.

K. M. Zavodovskii: **Îmbunătățirea tehnicii cimentarii rocilor la saparea puțurilor.** Sahtnoe Stroitelstvo 4 (1960) nr. 10 (oct.) 1—5.

Autorul prezintă utilajul modern pentru efectuarea lucrărilor de cimentare a rocilor. În special se remarcă pompele de injectare cu debite de 12—60 m³/h și presiuni de 30—80 at și sondeze pentru găsirea rocilor de injectare.

M. F. Dukalov și I. G. Gosențbeig: **Compartimentarea puțurilor cu grinzi din tuburi cu secțiune rectangulară.** Sahtnoe Stroitelstvo, 4 (1960) nr. 11 (nov.) 10—14.

Autorii analizînd coroziunea moazelor de compartimentare metalice arată că aceasta este de 0,134 — 0,55 mm/an. În acest sens se recomandă folosirea moazelor tubulare cu secțiune rectangulară aerodinamică ce permite ușurarea muncii de montare, reducerea rezistenței la aeraj, mărirea duratei de serviciu și amortizarea metalului folosit.

I. A. Maxanko și A. N. Severianov: **Influența raportului dintre diametrul tijei și al găurii de mină asupra fixării ancorei.** In Gornîi jurnal 135 (1960) nr. 10 (oct.) 31—33.

În urma cercetărilor întreprinse autorii ajung la concluzia că pentru obținerea unei cît mai bune stabilități a acoperișului în abataje, găurile de ancorare trebuie perforate cu un diametru cît mai mic, în timp ce în lucrările de pregătire se pot perfora cu același diametru ca și găurile din frontul de lucru.

A. N. Vaskovskii: **Problemele gospodăriei termice în minele adînci din Donbas.** Sahtnoe Stroitelstvo 4 (1960) nr. 10 (oct.) 19—21.

În Donbas în funcție de capacitatea de producție a minei de la 350 la 1 500 mii tone/an, încălzirea puțurilor necesită de la 820—16 000 mii kcal/h. Autorul prezintă date de proiectare a instalațiilor de încălzire a puțurilor și dotarea acestora cu instalațiile respective.

Surnacev, A.: **Activitatea institutului de cercetări științifice din Kuzneţk.** In Ugol 35 (1960), nr. 9 (sept.), 45.

Activitatea institutului este axată pe crearea de metode noi și perfecționarea celor actuale de exploatare, mecanizarea și automatizarea proceselor tehnologice, organizarea rațională a producției, modernizarea procedeelor de preparare etc.

S-a realizat o nouă metodă de exploatare cu tavan elastic pentru strate cu grosimi mari, în care se realizează productivități de 7,5 t/post și consum de lemn de 19—22 m³/100 t. Pentru stratele subțiri și de grosime medie, s-a propus o metodă ce exclude prezența oamenilor în abataj, fapt care permite dublarea productivității muncii și reducerea la 30% a prețului de cost. In urma cercetărilor s-a extins susținerea ancorată a lucrărilor miniere pe o lungime de 58 km.

S-au elaborat cărucioare de perforare ce permit sporirea vitezei de perforare de patru ori. Institutul a realizat un dispozitiv pentru măsurarea presiunii rocilor simultan în 24 puncte etc.

Bogatikov, A. S.: **Automatizarea proceselor tehnologice din uzinele de preparare a cărbunilor din Kusbas.** In Ugol 35 (1960), nr. 9 (sept.), 32—35.

Autorul prezintă soluțiile adoptate la automatizarea procesului de preparare în mașinile de zetaj fără piston, reglarea automată a densității tulburelii, automatizarea procesului de uscare a cărbunilor și a instalațiilor de cazane.

Korovin, T. D., Sirokov, A. P. și Tomașevskii, L. P.: **Particularitățile aerajului abatajelor la exploatarea cu stîlpi lungi direcționali.** In Ugol, 35 (1960), nr. 9 (sept.), 24—26.

Autorii analizează modul în care se efectuează aerajul în abatajele frontale pe înclinare din stratele groase cu înclinări mari, din punctul de vedere al realizării vitezei minime a aerului de 0,25 m/s, în funcție de lungimea diferită a pasurilor de prăbușire.

In urma măsurătorilor anemometrice efectuate în abataje, se constată că viteza minimă admisibilă nu este asigurată în mod uniform pe toată lungimea abatajului, mai ales în cazul unor pasuri de prăbușire mai mari de 6 m. Folosirea unor pasuri de prăbușire mai mari, ar impune sporirea debitului de aer, ceea ce influențează în mod negativ asupra pericolului apariției focurilor de mină.

I. I. Goriunov și S. S. Bogutski: **Automatizarea proceselor de producție în minele din Kusbas.** In Ugol, 35 (1960), nr. 9 (sept.), 15—19.

In articol se arată nivelul actual al realizărilor în domeniul automatizării instalațiilor de evacuare a apelor, a celor de aeraj, a instalațiilor de încălzire a aerului, și a liniilor de transportare de la minele din Kusbas. Este prezentat aparatajul electric folosit la automatizarea instalațiilor de aeraj și care asigura comanda și controlul de la distanță al funcționarii a 12 ventilatoare de sector, reversibile, cu motoare alimentate în joasă și înaltă tensiune.

Se prevede ca la sfîrșitul planului septenal, datorită extinderii automatizării în minele de cărbuni din Kusbas sa fie trecuți în alte munci 15 500 muncitori, asigurîndu-se o creștere anuală a productivității muncii de 7—10% și o economie anuală de circa 400 milioane ruble.

Kravcenko V. S., Obraztov A. P. și Ustinov V. V.: **Taierea fără praf a rocilor prin procedeul electric.** In Gornîi jurnal 135 (1960), nr. 9 (sept.), 42—45.

Autorii prezintă noul procedeu de sfărîmare a blocurilor negabarit, elaborat în cadrul Institutului de mine al Academiei de Științe a U.R.S.S. Principiul procedeului constă în fenomenul de tensionare termică ce apare în blocul de rocă prin transmiterea cu ajutorul unor electrozi a unei tensiuni electrice de la o sursă de curent cu o anumită frecvență. Pe măsura măririi temperaturii de încălzire, rezistența specifică a diferitelor minereuri și roci se reduce în mod simțitor. O aceeași scădere se constată și în cazul măririi tensiunii sau frecvenței curentului electric. Ținînd seamă de influența acestor factori, a fost elaborată o serie de procedee ca:

— procedeul cu înaltă frecvenţă prin contact, care, pentru formarea canalului de conductibilitate termică şi pentru realizarea prin descărcări de mare putere a unei temperaturi înalte, foloseşte acelaşi generator de înaltă frecvenţă;

— procedeul combinat la care canalul de conductibilitate termică se formează cu ajutorul unei surse de curent de înaltă frecvenţă, şi apoi sfărîmarea este produsă de la o sursă de frecvenţă înaltă şi joasă (50 Hz);

— procedeul combinat cu impulsii şi înaltă frecvenţă în care sfărîmarea se obţine prin descărcarea unui condensator în canalul de conductibilitate termică format anterior prin curenţii de înaltă frecvenţă.

Incercările au dovedit că un bloc de 5—10 t, folosind contacte distanţate la 70—120 cm, se sfărîmă în 3—4 bucăţi în decurs de 60—180 secunde, cu un consum de energie de 1—3 kWh, realizîndu-se un preţ de cost de 0,4—0,5 ruble/t, adică de 5—6 ori mai mic decît în cazul folosirii explozivilor.

Mukovkin D. M.: **Sondeza BSA-6.** In Ugol, 35 (1960), nr. 9 (sept.), 14.

Noul tip de sondeză a fost construit în U.R.S.S. pentru forarea ascendentă în cărbune a unor găuri de sondă cu lungimi de 60 m şi diametru de 500 mm şi care ulterior se pot lărgi la 650 mm. Sondeza este acţionată electric printr-un motor de 6 kW. Funcţionînd în prima viteză se pot realiza 4,97 m/h; în a doua viteza 8,15 m/h şi la lărgire 4,82 m/h. Gabaritul sondezei este de 2 096×1 178×740 mm.

Haveski A. M.: **Proiectarea clădirilor social administrative pentru cariere.** In Gornîi jurnal 135 (1960), nr. 9 (sept.), 32.

Autorul prezintă cîteva soluţii tip de clădiri social administrative, în care volumul specific aferent unui muncitor este de 12,5 m³, faţă de valorile din construcţiile realizate pînă în prezent, care variau între 14 şi 23,1 m³/muncitor.

Kulakov I. N. şi Iakunin M. K.: **Folosirea procedeului de tăiere cu puşcarea cărbunelui şi fără susţinere.** In Ugol, 35 (1960), nr. 9 (sept.), 11—14.

Intr-un strat cu grosime de 2 m şi înclinare de 67°, format din cărbune tare, cu tendinţă spre autoaprindere şi cu clivaj bine pronunţat, se aplica sistemul de exploatare cu abataje frontale de 17 m lungime, plasate pe înclinare. Din galeria de bază, spre galeria de cap se forau găuri cu diametrul de 43 mm, cu ajutorul perforatoarelor electrice tip ERP-20. Pe grosimea stratului se forau cîte două găuri, distanţate între ele, în planul stratului, la 1,5 m. Folosind acest sistem de puşcare, s-au obţinut rezultate nesatisfăcătoare.

Mărind lungimea abatajului frontal pînă la 60 m şi folosind găuri de mare diametru pentru slăbirea masivului, s-au obţinut rezultate mai bune: productivitatea muncii a crescut la 4,4 t/post faţă de 3,7 t/post la sistemul cu scut, consumul specific de lemn s-a redus la 24 m³/1 000 t faţă de 33 m³/1 000 t la sistemul cu scut, iar preţul de cost a fost mai mic cu peste 7 ruble/tonă.

Pervov I. M.: **Despre condiţiile de temperatură din minele noi din bazinul Iakovlevsk.** In Gornîi jurnal 135 (1960), nr. 9, 0—21.

Autorul analizează condiţiile climatice dintr-o nouă mină cu adîncimi de 500—800 m şi capacitatea de producţie de 15 milioane tone/an. Temperatura minereului feros variază de la 23 la 26°, cu un coeficient de transmisie a căldurii de 4,5 kcal/m³/h. Temperatura aerului va fi minimă în cazul în care viteza aerului va avea o viteză de 4,5—5,5 m/s. Se arată că la fiecare 100 mm col. apă depresiune, temperatura aerului se va ridica cu 0°78'.

Izraelit B. Z. şi Melekeştev A. I.: **Dependenţa vitezei la perforajul rotativ-percutant de numărul de lovituri raportat la o rotire a sfredelului.** In Gornîi jurnal, 135 (1960), nr. 9 (sept.), 70.

Frecvenţa specifică optimă a loviturilor sau numărul de lovituri pe minut raportat la numărul de turaţii pe minut este cu atît mai mare cu cît este tăria rocii mai mare; totodată energia de izbire trebuie să fie variabilă în funcţie de variaţia aceleiaşi tării a rocii.

Varfolomeev G. S. şi Kosov P. A.: **Intensitatea prăfuirii în funcţie de construcţia tăişului.** In Gornîi jurnal 135 (1960), nr. 9 (sept.), 68—69.

Autorii expun rezultatele experimentării unui număr important de tăişuri stabilind că prăfuirea minimă se obţine în cazul folosirii tăişului în daltă simplă cu orificii laterale de spălare, datorită reducerii influenţei negative a aeraţiei apei.

Aleinikov N. A., Usacev P. A. şi Golovanov G. A.: **Flotaţia oxizilor de fier cu acizi carbonici sintetici.** In Gornîi jurnal, 135 (1960), nr. 9 (sept.), 60—63.

Rezultatele obţinute la flotarea cu acizii fracţiilor C_{17}—C_{20} arată că în condiţii industriale, după reflotări, se poate obţine un concentrat cu 65—66% Fe. Este necesar însă ca la dozarea reactivilor să se menţină un anumit raport între acizii cu structură normală şi acizii cu izostructură.

Başkirov B. G.: **Dezvoltarea proceselor de oxidare în zăcămîntul Tekelisk.** In Gornîi jurnal, 135 (1960), nr. 9 (sept.), 64—67.

Autorul analizează evoluţia oxidării minereului sulfuric din pilierii de siguranţă ai zăcămintelor exploatate prin prăbuşire. In scopul frînării procesului de oxidare se recomandă ca durata de contact dintre roca neprăbuşită şi roca prăbuşită să fie minimă. Innoroierea cu argilă este recomandată numai în lucrările miniere vechi cu temperaturi pînă la 200—300°C. Durata de înmagazinare a minereului prăbuşit în panouri nu trebuie să depăşească 1,4 ani.

Beleş F. N. şi Pughina O. V.: **Flotarea oxizilor de fier în Krivoirog.** In Gornîi jurnal 135 (1960), nr. 9 (sept.), 55—59.

In prezent sterilele evacuate la uzinele de preparare a minereurilor de fier conţin 18,4—22% Fe în minerale feroase nemagnetice. Prin flotarea sterilelor s-au obţinut concentrate cu 60—62% Fe, reducîndu-se conţinutul de Fe în sterile la 4—5% şi sporind extracţia de la 75 la 91%. Costul reactivilor de flotaţie nu depăşeşte 5 ruble/tonă, folosindu-se ulei talic într-un mediu slab acid.

Anisimov L. I.: **Utilajul minier fabricat de uzina din Darasunsk.** In Gornîi jurnal, 135 (1960) nr. 9, (sept.), 47—48.

Dintre utilajele construite se citează maşina de încărcat PML-5 m cu înălţime maximă de funcţionare de 2 200 mm, cupă de 0,17 m³ şi capacitate de 20 m³/h, acţionată de un motor pneumatic de 10,5 CP.

Un alt utilaj este sondeza NA-100-Pl pentru forarea găurilor de sondă cu diametrul de 95—105 mm în orice direcţie în subteran în roci cu coeficient de tăiere f=10—20. Acţionarea sondezei este electrică, dimensiunile de gabarit sînt de 3 000×2 000×2 000 mm la o greutate de 750 kg.

Klemantovici A. K.: **Instalaţie de perforare rotativ percutantă tip BU-1.** In Gornîi jurnal, 135 (1960), nr. 9 (sept.), 46—47.

Instalaţia este destinată perforării găurilor la săparea galeriilor cu secţiuni de 6—8 m². Forţa de tăiere este de 4—5 kgm, realizîndu-se 3 800—4 000 lovituri/minut, cu un moment de rotire de 2 500—3 000 kg cm la o forţă de împingere de 1 100 kg. In granit cu un coeficient de tărie f=12—14 viteza de perforare realizată a fost de 0,8—0,6 m/minut, iar consumul de aer a variat de la 8—10 m³/min la o presiune de 4—5 at. Dimensiunile de gabarit ale căruciorului de perforare sînt 6 500×1 080×1 500 mm cu o greutate de 2 300 kg. Instalaţia poate perfora găuri la o înălţime de 4 m, ceea ce permite o folosire largă la un număr foarte mare de lucrări miniere.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR

„REVISTA MINELOR", organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R., și al Ministerului Minelor și Energiei Electrice. Redacția: Administrația și casieria București, Str. Ioan Ghica nr. 3. Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon: 13.07.30 și 16.78.78 — Abonamente se primesc la sediile filialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabili cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Publicațiile tehnice A.S.I.T. 070124 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, A.S.I.T., București — Tarif pentru întreprinderi: lei 100 anual. — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: Revista Metalurgia și construcția de mașini lei 48 anual, iar la celelalte reviste tehnice lei 30 anual.

I. P. 2, c. 1889

Lei 5

E 1433

KAT

Revista MINELOR

REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAG. 239–286
IUNIE
1961

6

ASIT

BUCUREȘTI

IUNIE
1961
Anul XII
Nr. 6

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. ȘI AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI ELECTRICE

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.07.30 și 13.57.28

CUPRINS

	Pagina
BUMBU V.: *Viteza și sarcina utilă optimă pentru instalațiile de extracție necompensate, acționate cu motor asincron*	241—247
LUCA AL. MARIUS: *Cu privire la unitățile utilizate în normarea tehnică a muncii*	247—253
SOCOLESCU M., DIACONU FL. și KISSLING M.: *Contribuții la cunoașterea genezei mineralizației din Valea Blaznei*	253—258
DIMITRESCU R.: *Provincii și epoci metalogenetice în R.P.R.*	258—262
CORPADE AL. și POPESCU F. G.: *Cîteva probleme actuale ale aplicării mecanizării la minele din bazinul Baia Mare*	262—265
BĂLTĂREȚU R., TOMUȘ I., MUNTEANU C. și SPĂTARU C.: *Aplicarea metodelor moderne în lupta cu focurile în minele din Valea Jiului*	266—270
PASCALIDE GH. și DUMITRESCU DOINA: *Metil izobutil carbinolul, reactiv colector spumant pentru flotarea cărbunelui*	271—275
VORONCA AL. și ANTONIER M.: *Analiza spectrului energetic al radiațiilor gama provocate în sonde*	276—279
NOTE	
SCHALLENBERG JOHN: *Tendința nouă în cocsificare*	279—280
CRONICA	
* * *: *Al II-lea congres internațional minier „Creșterea rentabilității în Industria minieră*	281—282
RECENZII	
DOCUMENTARE	

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

SZÁGOS-MŰSZAKI-KÖNYVTÁR 1883

REVISTA MINELOR

ANUL XII — Nr. 6 — IUNIE 1961

СОДЕРЖАНИЕ

Бумбу В.: *Оптимальная скорость и полезная нагрузка некомпенсированных шахтных поъемных установок, приводимых в движение асинхронным мотором.* Автор предлагает новый метод проектирования шахтных подъемных установок. Исходя из соотношения потребления энергии от сети за один проход, устанавливает соотношение, выратсяющее зависимость потребления электроэнергии из сети от скорости экстракции.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 241—247

Лука А. Мариус: *К единицам, используемым в техническом нормировании труда.* В работе, не исчерпывая изучение вопроса, показана важность ясного теоретического обоснования некоторых понятий и их единиц измерения в техническом нормировании труда, внося ряд предложений и определяя рамки для более широкого обсуждения этих вопросов.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 247—253

Соколеску М., Диакону Ф., Виссстинг М.: *К познанию генезиса минерализации в Долине Блазна.* В работе, с геологической и минералогической точек зрения, описывается комплексная залежь Пояна Веке — Долина Блазна.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 253—258

Димитреску Р.: *Металлогенетические области и эпохи в РНР.* В работе представлены металлогенные области РНР, которые классифицируются по геохронологическому критерию. Выделяются палеозойные, мезозойные и третичные области. Кратко описаны главные залежи этих областей и их экономическое значение.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 258—262

Карпаде Ал., Попеску Ф. Габриель: *Некоторые актуальные вопросы применения механизации на шахтах бассейна Бая-Маре.* Анализируется данный уровень механизации на шахтах бассейна Бая-Маре и после его критического разбора авторы вносят ряд предложенний для их улучшения.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 262—265

Бэлтэрецу Р., Томуш И. и Мунтяну: *Применение современных методов в борьбе с огнем на шахтах Долины Жиу.* Критические разбираются разные современные методы борьбы с огнем в шахтах и предлагается ряд мер для увеличения эффективности этих методов.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 266—270

Паскалиде Г. и Думитреску Дойна: *Метил-изобутил-карбинол-собирательный первообразователь для флотации угля.* Показаны лабораторные работы, выполненные с целью получения в лабораторном масштабе метил-изобутил-карбинола, а также и достигнутые результаты.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 271—275

Воронка Ал. и Антониер М.: *Анализ энергетического спектра, гамма излучений, вызванных в скважинах.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 276—279

ЗАМЕТКИ

Шолленберг Джон: *Новые направления в коксовании.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 279—280

ХРОНИКА

Второй международный горный съезд: „Увеличение рентабельности в горной промышленности".

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Bumbu V.: *The velocity and the optimum real load for the non-compensated hoisting installations driven by means of an asynchronous motor.* The author proposes a new method for the establishment of projects of mining extracting plants. Starting from the relation of the power consumption from the network per haul, he gets to establish the relation expressing the dependency of the power consumption, from the network, as a function of the hoisting velocity
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 241—247

Luca A. Marius: *Concerning the units used in tehnical standardization of labour.* The paper shows, without exhausting the discussed problems, the importance, presented by a clear theoretical foundation of certain denominations and of their measuring units in the technical labour standardization.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 247—253

Socolescu M., Diaconu Fl. and Kissling M.: *Contributions to knowledge of genesis of the mineralization in the Blazna Valley.* The author describes, from the geological and mineralogical standpoint, the complex deposit of Rodna Veche-Blazna Valley. By means of the chalcographic study of the mineralization, its erystallization sequence, as well as the mesothermal origin of the mineralization, were establihed.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 253—258

Dimitrescu R.: *Metallogenetical provinces and epochs in Rumanian People's Republic.* The paper presents the metallogenetical regions in Rumanian P.R. that are classified according to the geochronological criterium.
There are distinguished: palaeozoical, mesozoical and neozoical regions. The main deposits in these provinces, as well as their economic significance are outlined.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 258—262

Corpade Al. and Popescu Gabriel: *Some to-day problems concerned with the application of mechanization in the mines of Baia Mare basin.* The present level of mechanization in the mines of Baia Mare basin is analyzed and. after studying critically this level, the authors present a series of proposals for the future.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 262—265

Băltăreţu R., Tomus I., Munteanu C. and Spătaru C.: *Application of modern methods in fighting fires in the mines of Jiu Valley.* A critical analysis is made of different modern methods for fighting underground fires and a series of necessary measures are suggested for increasing the efficacy of these methods.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 266—270

Pascalide Gh.: and Dumitrescu Doina: *The metyl-izobutylcarbinol, as a foaming collector-reageant for coal flotation.* The authors describe the work carried out the synthetization, in laboratory, of the methyl-isobutyl-carbinol, as well as the results obtained.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 271—275

Voronca Al. and Antonier M.: *Analysis of the energetical spectrum of gamma radiations brought forth in* wells.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 276—279

NOTES

Schallenberg John: *A new trend in coking.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 279—280

CHRONICLE

The Second International Mining Congress: „Rising profitableness in mining industry".

BOOK REVIEWS

DOCUMENTATION

INHALT

Bumbu V.: *Die optimale Geschwindigkeit und Nutzlast der nicht ausgeglichenen von einem Asynchronmotor angetriebenen Fördermaschinen.* Der Verfasser schlägt ein neues Verfahren für die Projektierung der Förderanlagen vor. Ausgehend aus der Beziehung zwischen Energiebedarf und Förderweg, wird die Gleichung der Abhängigkeit des Energieverbrauches von der Fördergeschwindigkeit festgelegt. Die erste Ableitung dieser Funktion gibt die optimale Fördergeschwindigkeit und Nutzlast für die unausgeglichenen mit einem Asynchronmotor angetriebenen Fördermaschinen.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 241—247

Luca A. Marius: *Ueber die für die Arbeitsnormen benutzten Einheiten.* In dem Aufsatz wird die Bedeutung der undeutigen theoretischen Begründung einiger Ausdrücke und der betreffenden Masseinheiten in den technischen Arbeitsnormen unterstrichen. Es werden einige Vorschläge gemacht und die Voraussetzungen für eine umfangreichere Betrachtung dieser Fragen festgesetzt.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 247—253

Socolescu M., Diaconu Fl. und Kissling M.: *Beiträge zur Untersuchung der Versteinerungen von Valea Blaznei.* Man beschreibt geologisch und mineralogisch die Lagerstätte der komplexen Erze von Rodna Veche-Valea Blaznei. Durch die chalkographische Untersuchung der Versteinerung, ist die Kristallisationsfolge und der mesothermale Ursprung dieser Lagerstätte festgesetzt.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 253—258

Dimitrescu R.: *Metallogenetische Gebiete und Zeittalter in der R.V.R.* Es werden der metallogenetischen, geochronologisch klassifizierten rumänischen Gebiete dargestellt. Man unterscheidet: paläozoische, mesozoische und neozoische Gebiete und man beschreibt die wichtigsten Lagerstätten dieser Gebiete und ihre wirtschaftliche Bedeutung.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 258—262

Corpade Al. und Popescu F. G.: *Einige aktuelle Probleme der Einführung der Mechanisierung in den Bergwerken von Baia Mare.* Man betrachtet aus kritischen Gesichtspunkten den heutigen Stand der Mechanisierung in den Berwerken von Baia Mare und man schlägt einige Verbesserungsmassnahmen für die Zukunft vor.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 262—265

Băltăreţu R., Tomuş I., Munteanu C., und Munteanu C.: *Anwendung der modernen Verfahren zu dem Kampf gegen die Grubenbrände in Valea Jiului.* Man betrachtet kritischerweise die verschiedenen modernen Bekämpfungsverfahren der Grubenbrände und man schlägt eine Reihe von Massnahmen vor, die für die Steigerung der Wirkamkeit dieser Verfahren nötig sind.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 266—270

Pacalide Gh. und Dumitrescu Doina: *Das Metyl-Isobutyl-Carbinol, ein schäumendes Kollektorreagens für die Schwimmaufbereitung der Kohle.* Der Aufsatz enthält eine Darstellung der Laboratoriumarbeiten für die Synthese des Metyl-Isobutyl-Carbinols und der erzielten Ergebnisse.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 271—275

Voronca Al. und Antonier M.: *Die Untersuchung des energetischen Spektrums der in Tiefbohrungen erzeugten Gamma-Strahlungen.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 276—279

NOTIZ

Schallenberg John: *Neue Tendenz bei der Verkekung.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 279—280

CHRONIK

Der II. internationale bergmännische Kongress: „Die Steigerung der Rentabilität in der Bergbauindustrie."

BUCHBESPRECHUNG

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Bumbu V.: *La vitesse et la charge utile optime pour les installations d'extraction non-compensées actionnées par un moteur asynchrone.* L'auteur propose une nouvelle méthode pour la projection des installations d'extraction. En partant du rapport entre la consommation d'énergie du réseau et le parcours de la cage, on peut établir la relation entre cette consommation et la vitesse d'extraction. La premiére dérivée de cette fonction donne la vitesse d'extraction et la charge utile optime pour les installations non-compensées actionnées par un moteur électrique asynchrone.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 241—247

Luca A. Marius: *Sur les unités utilisées dans le normage technique du travail.* L'article souligne l'importance de la fondamentation théorique claire de quelques termes et de leurs unités de mesure dans le normage technique du travail. On fait une série de propositons, en dessinant le cadre pour une plus ample discussion de ces problèmes.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 247—253

Socoloescu M., Diaconu Fl. et Kissling M.: *Contributions à la recherche de la genèse de la minéralisation de Valea Blaznei.* On décrit du point de vue géologique et minéralogique le gisement de minerais complexes de Rodna Veche-Valea Blaznei. Par l'étude chalcographique de la minéralisation, on a pu établir la succession de cristallisation de celle-ci de même que son origine mésothermale.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 253—258

Dimitrescu R.: *Provinces et époques métallogénétiques dans la R.P.R.* On présente les provinces métallogénétiques de la R.P.R. qui sont classifiées d'après le critérium géochronologique. On peut distinguer les provinces paléozoïques, mésozoïques et néozoïques. On décrit les principaux gisements de ces provinces et leur importance économique.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 258—262

Corpade Al. et Popescu F. G.: *Quelques problèmes actuels de la mécanisation dans les mines du bassin de Baia Mare.* On analyse du point de vue critique l'état actuel de la mécanisation dans les mines du bassin de Baia Mare, en faisant ensuite une série de propositions d'amélioration pour l'avenir.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 262—265

Băltăreţu R., Tomuş I., Munteanu C. et Spătaru C.: *L'application des méthodes modernes dans la lutte contre les incendies dans les mines de Valea Jiului.* On fait une analyse critique des différentes méthodes modernes de lutte contre les incendies souterraines, en proposant une série de mesures à prendre dans le but d'augmenter l'efficacité de ces méthodes.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 266—270

Pascalide Gh. et Dumitrescu Doina: *Le méthyle-isobutyle-carbinol, un réactif collecteur écumant pour la flottation du charbon.* On expose les travaux effectués pour la synthétisation dans le laboratoire du méthyle-isobuthyle-carbinol, de même que les résultats obtenus.
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 271—275

Voronca Al. et Antonier M.: *L'analyse du spectre énergétique des radiations gamma provoquées dans les sondes.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 276—279

NOTES

Schallenberg John: *Nouvelle tendance dans la cokéfaction.*
Revista Minelor 12 (1961) Nr. 6, p. 279—280

CHRONIQUE

Le II-ème Congrès International Minier: „L'augmentation de la rentabilité dans l'industrie minière."

COMTES-RENDUS

DOCUMENTATION

Viteza și sarcina utilă optimă pentru instalațiile de extracție necompensate, acționate cu motor asincron

Prof. ing. V. BUMBU

Viteza optimă și sarcina utilă optimă pentru instalațiile de extracție necompensate și acționate cu motor asincron, se pot determina teoretic pornind pe aceiaș cale a determinării consumului minim de energie cheltuit de către instalație pentru realizarea unei curse de extracție [3].

Se știe că instalațiile de extracție cu tobe cilindrice, fără cablu de compensare, trebuie acționate în timpul funcționării cu o forță tangențială la periferia tobei, dată de ecuația de bază a dinamicei instalațiilor de extracție a acad. M. M. Fedorov :

$$F = kU + q\,(H - 2x) + a\,\Sigma m \quad \text{kg.} \qquad (1)$$

Astfel instalația de extracție a cărei cinematică este reprezentată prin diagramele *a* și *b* din fig. 1, va avea dinamica redată de diagramele *c* și *d* din aceeași figură, în care forțele tangențiale la periferia tobei în cele șase momente caracteristice de pe tahogramă, vor avea valoarea :

$$F_1 = kU + qH + a_1\,\Sigma m \quad \text{kg} \qquad (2)$$

$$F_2 = kU + q(H - 2h_1) + a_1\,\Sigma m \quad \text{kg} \qquad (3)$$

$$F_3 = kU + q(H - 2h_1) \quad \text{kg} \qquad (4)$$

$$F_4 = kU - q(H - 2h_3) \quad \text{kg} \qquad (5)$$

$$F_5 = kU - q(H - 2h_3) - a_3\,\Sigma m \quad \text{kg} \qquad (6)$$

$$F_6 = kU - qH - a_3\,\Sigma m \quad \text{kg} \qquad (7)$$

în care :

U este sarcina utilă ce se extrage pro cursă, în kg ;

$k = 1 + k'$ este coeficientul de rezistență a puțului, în care k' este un coeficient de frecare echivalent ;

H este adîncimea de extracție a puțului, în m ;

h_1, h_2, h_3 sînt spațiile parcurse de colivii în cele trei faze ale cursei, în m ;

x este distanța parcursă de colivie dela pornire pînă în momentul considerat, în m ;

q este greutatea specifică a cablului, în kg/m ;

a_1, a_3 sînt accelerația și decelerația constante, la demaraj și încetinire, în m/s² ;

Σm este suma maselor în mișcare ale instalației, reduse la periferia tobei, în kgs²/m.

Puterea necesară acționării la axa tobei, în cazul unei instalații de extracție cu faza de încetinire motrică ca cea redată în fig. 2, va fi în cele șase momente caracteristice :

$$P_2 = \frac{F_2 v}{102} \text{ kW} \qquad (8)$$

$$P_3 = \frac{F_3 v}{102} \text{ kW} \qquad (9)$$

$$P_4 = \frac{F_4 v}{102} \text{ kW} \qquad (10)$$

$$P_5 = \frac{F_5 v}{102} \text{ kW} \qquad (11)$$

puterile P_1 și P_6, dela începutul și sfîrșitul cursei, fiind zero din cauza vitezei nule.

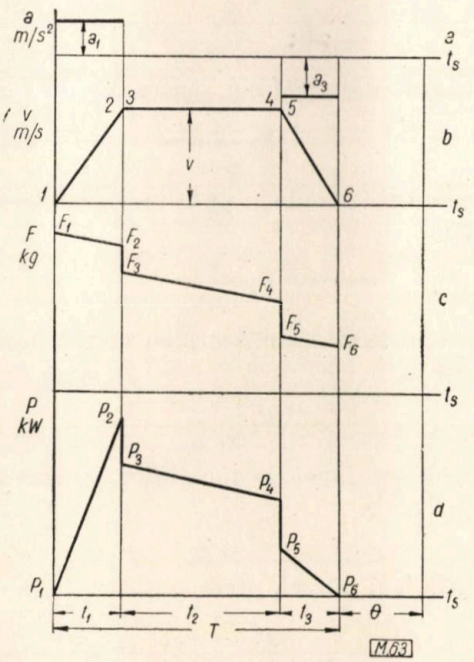


Fig. 1. Diagramele de funcționare ale unei instalații de extracție cu tobe cilindrice fără cablu de compensare.

Consumul de energie necesar acționării la axa tobei este dat de aria de sub conturul *Oabcde*, fig. 2.

Instalația fiind acționată cu motor asincron, acesta din urmă preia dela rețea, după cum se vede din fig. 2, o putere după conturul Oa'

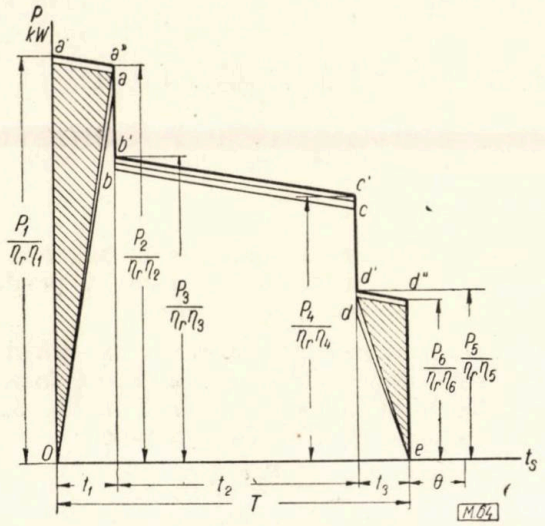


Fig. 2. Diagramele puterii consumate de la rețea ale instalației cu diagramele de funcționare date în fig. 1, în cazul încetinirii motrice.

a'' b' c' d' d'' e, adică de la începutul cursei preia de la rețea puterea

$$P_1 \frac{1}{\eta_r\,\eta_1} \tag{12}$$

în care :

$$P_1 = \frac{F_1 v}{102}\ \text{kW} \tag{13}$$

la sfîrșitul demarajului, puterea

$$P_2 \frac{1}{\eta_r\,\eta_2} \tag{14}$$

la începutul fazei de mișcare cu viteză constantă, puterea

$$P_3 \frac{1}{\eta_r\,\eta_3} \tag{15}$$

la sfîrșitul fazei de mișcare cu viteză constantă, puterea

$$P_4 \frac{1}{\eta_r\,\eta_4} \tag{16}$$

la începutul fazei de încetinire, puterea

$$P_5 \frac{1}{\eta_r\,\eta_5} \tag{17}$$

și la sfîrșitul cursei, preia puterea

$$P_6 \frac{1}{\eta_r\,\eta_6} \tag{18}$$

în care

$$P_6 = \frac{F_6 v}{102}\ \text{kW} \tag{19}$$

astfel că consumul de energie preluat dela rețea la o cursă, abstracție făcînd de energia necesară manevrelor, acționării compresoarelor frînei, acționării pompei de ulei, aparatelor indicatoare etc., va fi dată de expresia

$$E = \frac{1}{3\,600\eta_r}\left[\left(\frac{P_1}{\eta_1}+\frac{P_2}{\eta_2}\right)\frac{t_1}{2}+\left(\frac{P_3}{\eta_3}+\frac{P_4}{\eta_4}\right)\frac{t_2}{2}+\left(\frac{P_5}{\eta_5}+\frac{P_6}{\eta_6}\right)\frac{t_3}{2}\right]\ \text{kWh/cursă.} \tag{20}$$

Bineînțeles că pe porțiunile de contur $a'a''$ și $d'd''$, curba a fost aproximată cu o dreaptă.

În relația (20) : η_1, η_2, η_3, η_4, η_5 și η_6 sînt randamentele proprii ale motorului, corespunzătoare gradului de încărcare în cele șase momente caracteristice.

Dacă utilizăm noțiunea de randament echivalent, înțelegînd prin aceasta

$$\eta_e = \frac{[(P_1+P_2)t_1+(P_3+P_4)t_2+(P_5+P_6)t_3]\eta_1\eta_2\eta_3\eta_4\eta_5\eta_6}{(P_1\eta_2+P_2\eta_1)t_1\eta_3\eta_4\eta_5\eta_6+(P_3\eta_4+P_4\eta_3)t_2\eta_1\eta_2\eta_5\eta_6+(P_5\eta_6+P_6\eta_5)t_3\eta_1\eta_2\eta_3\eta_4}, \tag{21}$$

iar puterile le substituim cu valorile lor din relațiile (8), (9), (10), (11), (13) și (19), atunci relația (20) poate fi pusă sub forma

$$E = \frac{v}{367\,200\ \eta_r\,\eta_e}\left[(F_1+F_2)\frac{t_1}{2}+(F_3+F_4)\frac{t_2}{2}+(F_5+F_6)\frac{t_3}{2}\right]\ \text{kWh/cursă} \tag{22}$$

din care, prin substituirea forțelor cu valorile lor din relațiile (2)...(7), obținem

$$E = \frac{v}{367\,200\ \eta_r\,\eta_e}[(kU+qH-qh_1+a_1\Sigma m)t_1+(kU-qh_1+qh_3)\,t_2+(kU-qH+qh_3-a_3\Sigma m)\,t_3] \tag{23}$$

sau, grupînd termenii asemenea și ținînd seamă că $t_1+t_2+t_3=T$, iar $a_1t_1=a_3t_3=v$, obținem

$$E = \frac{v}{367\,200\ \eta_r\,\eta_e}[kUT+q(Ht_1-Ht_3-h_1t_1+h_3t_3-h_1t_2+h_3t_2)]\ \text{kWh/cursă.} \tag{24}$$

Deoarece adîncimea de extracție $H=h_1+h_2+h_3$, iar spațiul parcurs de colivie în faza a doua este produsul dintre viteză și timp ($h_2=vt_2$), pe cînd $h_1=v^2/2a_1$ și $h_3=v^2/2a_3$, se poate scrie că

$$t_2=\frac{h_2}{v}=\frac{H-h_1-h_3}{v}=\frac{H}{v}-\frac{v}{2a_1}-\frac{v}{2a_3} \tag{25}$$

pe care inlocuindu-l în relația (24), obținem

$$E = \frac{v}{367\,200\ \eta_r\,\eta_e}\left[kUT+qH\frac{v}{2}\left(\frac{1}{a_1}-\frac{1}{a_3}\right)-q\frac{v^3}{4}\left(\frac{1}{a_1^2}-\frac{1}{a_3^2}\right)\right]\ \text{kWh/cursă.} \tag{26}$$

Notînd cu :

$$\varphi=\frac{1}{a_1}+\frac{1}{a_3} \tag{27}$$

$$\psi=\frac{1}{a_1}-\frac{1}{a_3}, \tag{28}$$

atunci

$$\frac{1}{a_1^2}-\frac{1}{a_3^2}=\frac{a_3^2-a_1^2}{a_1^2\,a_3^2}=\frac{a_3+a_1}{a_1\,a_3}\cdot\frac{a_3-a_1}{a_1\,a_3}=\varphi\psi,$$

astfel că relația (26) devine

$$E=\frac{v}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}\left(kUT+\frac{qH\psi}{2}\,v-\frac{q\,\varphi\,\psi}{4}\,v^3\right)$$

kWk/cursă. (29)

Dacă notăm cu Q t/an producția ce urmează a fi extrasă cu această instalație, cu cQ t/an extracția de steril și cu C coeficientul de iregularitate în funcționare, obținem că debitul prezumat al instalației de extracție va trebui să fie

$$Q_t=C(1+c)\,Q \quad \text{t/an} \tag{30}$$

care, trebuind să fie extras în

$$n=\frac{3\,600\;z\,s\,h}{T+\theta} \quad \text{curse/an} \tag{31}$$

în care:

z este numărul zilelor lucrătoare la mină dintr-un an;
s — numărul de schimburi în care se lucrează pe zi;
h — numărul de ore dintr-un schimb rezervat exclusiv extracției;
T — durate cursei, în s;
θ — durata deservirii, în s;

urmează că sarcina utilă de extras pro cursă, va fi

$$U=\frac{1\,000\,Q_t}{n}=\frac{1\,000\,C\,(1+c)\,Q}{\dfrac{3\,600\;zsh}{T+\theta}} \quad \text{kg/cursă} \tag{32}$$

sau

$$U=1\,000\;k_1\,Q(T+\theta) \quad \text{kg/cursă} \tag{33}$$

în care

$$k_1=\frac{C\,(1+c)}{3\,600\,z\,s\,h} \quad \text{s}^{-1}. \tag{34}$$

Substituind în relația (29) sarcina utilă de extras pro cursă din relația (33) se obține expresia consumului de energie pro cursă

$$E=\frac{v}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}\left[1\,000\;kk_1\;Q\,(T+\theta)\,T+\right.$$
$$\left.+\frac{q\,H\,\psi}{2}\,v-\frac{q\,\varphi\,\psi}{4}\,v^3\right] \text{ kWh/cursă} \tag{35}$$

în funcție de viteza de extracție v și durata cursei T.

Dar durata T a cursei pentru cazul tahogramei trapezoidale cu trei faze poate fi scrisă:

$$T=t_1+t_2+t_3=\frac{v}{a_1}+\frac{H-\left(\dfrac{v^2}{2a_1}+\dfrac{v^2}{2a_3}\right)}{v}+\frac{v}{a_3}$$

din care:

$$T=\left(\frac{1}{a_1}+\frac{1}{a_3}\right)\frac{v}{2}+\frac{H}{v}$$

sau, ținînd seamă de relația (27),

$$T=\frac{\varphi}{2}\,v+\frac{H}{v} \tag{36}$$

pe care substituind-o în relația (35), obținem

$$E=\frac{v}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}\left[1\,000\;kk_1\;Q\left(\frac{\varphi}{2}\,v+\frac{H}{v}+\right.\right.$$
$$\left.\left.+\theta\right)\left(\frac{\varphi}{2}\,v+\frac{H}{v}\right)+\frac{q\,H\,\psi}{2}\,v-\frac{q\,\varphi\,\psi}{4}\,v^3\right]=$$
$$=\frac{kk_1\,Q}{367{,}2\,\eta_r\,\eta_e}\left(\frac{\varphi^2}{4}\,v^3+\frac{\varphi\theta}{2}\,v^2+\varphi Hv+\frac{H^2}{v}+\theta H\right)+$$
$$+\frac{q\,H\,\psi}{734\,400\,\eta_r\,\eta_e}\,v^3-\frac{q\,\varphi\,\psi}{1\,468\,800\,\eta_r\eta_e}\,v^4 \text{ kWh/cursă} \tag{37}$$

care e expresia consumului de energie pro cursă în funcție de viteza de extracție.

Notînd cu:

$$\rho=\frac{kk_1\,Q}{367{,}2\,\eta_r\,\eta_e} \tag{38}$$

$$\alpha=-\frac{q\,\varphi\,\psi}{1\,468\,800\,\eta_r\,\eta_e} \tag{39}$$

$$\beta=\rho\,\frac{\varphi^2}{4} \tag{40}$$

$$\gamma=\rho\,\frac{\varphi\theta}{2}+\frac{q\,H\,\psi}{734\,400\,\eta_r\,\eta_e} \tag{41}$$

$$\delta=\rho\varphi\,H \tag{42}$$

$$\varepsilon=\rho\,H^2 \tag{43}$$

$$\nu=\rho\;\theta H \tag{44}$$

relația consumului de energie pro cursă devine

$$E=\alpha v^4+\beta v^3+\gamma v^2+\delta v+\frac{\varepsilon}{v}+\nu$$

kWh/cursă (45)

din care, anulînd prima derivată în raport cu viteza $\frac{dE}{dv}=0$, aflăm ecuația

$$4\alpha v^3+3\beta v^2+2\gamma v+\delta-\frac{\varepsilon}{v^2}=0 \tag{46}$$

printre rădăcinile reale ale căreia, se află și viteza optimă de extracție v_0.

Determinarea vitezei optime din relația (46) se obține prin cîteva interpolări, ținînd seamă că viteza optimă este mai mică decît viteza maximă v_{max}, iar aceasta din urmă, după cum știm din cinematica instalațiilor de extracție cu funcționare după o tahogramă trapezoidală cu trei faze, este mai mică

$$v_{max}\leqslant\sqrt{\frac{2H}{\varphi}}$$

și anume de circa $0{,}5\ldots0{,}6\;v_{max}$.

Avînd determinată viteza optimă v_0 și introducînd-o în relația (36) se poate obține durata optimă a cursei

$$T_0=\frac{\varphi}{2}\,v_0+\frac{H}{v_0} \quad \text{s} \tag{47}$$

și în funcție de aceasta, sarcina utilă optimă conform relației (33):

$$U_0 = 1000\ k_1\ Q\ (T_0 + \theta)\ \text{kg/cursă}. \quad (48)$$

După ce se adoptă o sarcină utilă definitivă $U \leqslant U_0$, se introduce în relația (33) și se determină durata de cursă necesară

$$T = \frac{U}{1\,000\,k_1 Q} - \theta \ \text{s} \quad (49)$$

iar cu valoarea lui T obținută din relația (49), se determină și viteza teoretică, potrivit relației cunoscute din cinematica instalațiilor de extracție funcționînd după o tahogramă trapezoidală cu trei faze

$$v_t = \frac{T}{\varphi} - \sqrt{\frac{T^2}{\varphi^2} - \frac{2H}{\varphi}} \ \text{m/s}$$

Viteza reală de extracție v a instalației, care trebuie să fie egală sau mai mare, dar cît mai apropiată de valoarea vitezei teoretice, va fi determinată conform relației:

$$v = \frac{\pi D n_m}{60\,i}\,\xi_1\,\xi_2 \ \text{m/s} \quad (50)$$

în care:

D este diametrul tobei, în m;
n_m — turația de sincronism a motorului, în rot/min;
i — raportul de transmisie al reductorului;
ξ_1 — coeficientul de corecție al turației motorului în funcție de alunecare;
ξ_2 — coeficientul de corecție al diametrului tobei în funcție de grosimea de uzură a căptușelei ei.

Această valoare a vitezei reale va fi utilizată mai departe la determinarea definitivă a diagramelor cinematicei și dinamicei instalației de extracție ce se proiectează, cît și la determinarea consumului de energie, potrivit relației (45).

Energia consumată de la rețea în cazul fazei de încetinire frînată

Determinarea consumului de energie minim și deci și al vitezei și sarcinei utile optime, în ipoteza funcționării instalației cu faza de încetinire amotrică este irealizabilă și inutilă din cauza forțelor tangențiale F_5 și F_6 inegale. Ca urmare, în acest caz al instalațiilor de extracție necompensate, prezintă interes analizarea energiei consumate de la rețea numai în ipoteza funcționării instalației cu faza de încetinire frînată, cofnform diagramei din fig. 3.

În acest caz energia consumată de către insatlație de la rețea într-o cursă este dată de relația

$$E = \frac{1}{3\,600\,\eta_{ir}}\left[\left(\frac{P_1}{\eta_1} + \frac{P_2}{\eta_2}\right)\frac{t_1}{2} + \right.$$
$$\left. + \left(\frac{P_3}{\eta_3} + \frac{P_4}{\eta_4}\right)\frac{t_2}{2}\right] \ \text{kWh/cursă}. \quad (51)$$

Utilizînd notația randamentului echivalent

$$\eta_e = \frac{[(P_1 + P_2)\,t_1 + (P_3 + P_4)\,t_2]\,\eta_1\,\eta_2\,\eta_3\,\eta_4}{(P_1\eta_2 + P_2\eta_1)\,t_1\,\eta_3\,\eta_4 + (P_3\eta_4 + P_4\eta_3)\,t_2\,\eta_1\,\eta_2} \quad (52)$$

și substituind în relația (51) puterile cu valorile lor din relațiile (13), (8), (9) și (10), ea devine

$$E = \frac{v}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}\left(\frac{F_1+F_2}{2}\,t_1 + \frac{F_3+F_4}{2}\,t_2\right)$$
kWh/cursă

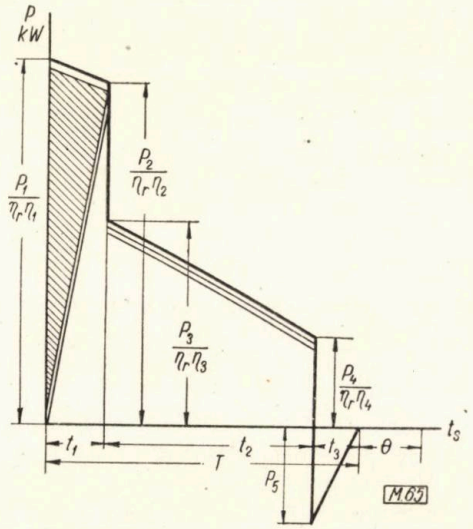


Fig. 3. Diagramele puterii consumate dela rețea ale instalației necompensate, funcționînd cu faza de încetinire frînată.

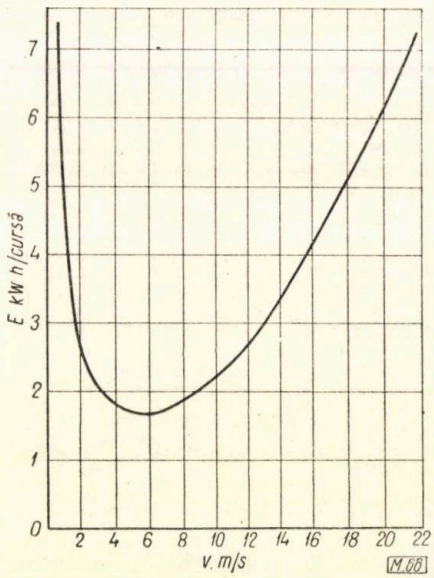


Fig. 4. Diagrama consumului de energie de la rețea pro cursă în funcție de viteză, în cazul unei instalații de extracție necompensate și avînd încetinirea motrică.

în care, substituind forțele cu valorile lor din relațiile (2)...(5), obținem

$$E = \frac{v}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}\,[(kU + qH - qh_1 + a_1\,\Sigma m)\,t_1 +$$

$$+(kU - qh_1 + qh_3)t_2] = \frac{v}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}\,[kU\,(t_1 + t_2) + q\,(H - h_1)\,t_1 - q\,(h_1 - h_3)\,t_2 + v\,\Sigma m] \text{ kWh/cursă.} \quad (53)$$

Ţinînd seamă de relaţia (25) şi că :

$$t_1 = \frac{v}{a_1} \text{ şi } h_1 = \frac{v^2}{2a_1}$$

$$t_3 = \frac{v}{a_3} \text{ şi } h_3 = \frac{v^2}{2a_3}$$

$$t_1 + t_2 = T - t_3 = T - \frac{v}{a_3} \quad (54)$$

pe care le substituim în relaţia (53), obţinem

$$E = \frac{v}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}\left[kU\left(T - \frac{v}{a_3}\right) + q\left(H - \frac{v^2}{2a_1}\right)\frac{v}{a_1} - q\left(\frac{v^2}{2a_1} - \frac{v^2}{2a_3}\right)\left(\frac{H}{v} - \frac{v}{2a_1} - \frac{v}{2a_3}\right) + v\,\Sigma m\right] =$$

$$= \frac{v}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}\left[kU\left(T - \frac{v}{a_3}\right) + \frac{qHv}{2}\left(\frac{1}{a_1} + \frac{1}{a_3}\right) - \frac{qv^3}{4}\left(\frac{1}{a_1^2} + \frac{1}{a_3^2}\right) + v\,\Sigma m\right] \text{ kWh/cursă} \quad (55)$$

sau ţinînd seamă de relaţia (27) şi notînd cu

$$\vartheta = \frac{1}{a_1^2} + \frac{1}{a_3^2} \quad (56)$$

pe care le introducem în relaţia (55), obţinem

$$E = \frac{v}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}\left[kU\left(T - \frac{v}{a_3}\right) + \frac{qH\varphi}{2}v - \frac{q\vartheta}{4}v^3 + \nu\,\Sigma m\right] \text{ kWh/cursă.} \quad (57)$$

Dacă în relaţia (57) substituim pe U cu valoarea sa din relaţia (33), se obţine

$$E = \frac{v}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}\left[1\,000\;kk_1\,Q\,(T + \theta)\left(T - \frac{v}{a_3}\right) + \frac{qH\varphi}{2}v - \frac{q\vartheta}{4}v^3 + v\,\Sigma m\right] \quad (58)$$

în care, substituind pe T cu valoarea sa din relaţia (36), obţinem

$$E = \frac{v}{367\,200\,\eta_r\,\eta_e}\left[1\,000\;kk_1\,Q\left(\frac{\varphi}{2}v + \frac{H}{v} + \theta\right)\left(\frac{\varphi}{2}v + \frac{H}{v} - \frac{v}{a_3}\right) + \frac{qH\varphi}{2}v - \frac{q\vartheta}{4}v^3 + v\,\Sigma m\right] = \frac{kk_1\,Q}{367{,}2\,\eta_r\,\eta_e}\left[\left(\frac{\varphi^2}{4} - \frac{\varphi}{2a_3}\right)v^3 + \left(\frac{\varphi\theta}{2} - \frac{\theta}{a_3}\right)v^2 + \left(\varphi H - \frac{H}{a_3}\right)v + \frac{H^2}{v} + \theta H\right] +$$

$$+ \frac{qH\varphi + 2\Sigma m}{734\,400\,\eta_r\,\eta_e}v^2 - \frac{q\vartheta}{1\,468\,800\,\eta_r\eta_e}v^4 \text{ kWh/cursă} \quad (59)$$

care e expresia consumului de energie de la reţea pro cursă în funcţie de viteză.

Dacă ţinem seamă de notaţiile de la (38), (43), (44) şi notăm cu

$$\alpha_1 = -\frac{q\vartheta}{1\,468\,800\,\eta_r\eta_e} \quad (60)$$

$$\beta_1 = \rho\left(\frac{\varphi^2}{4} - \frac{\varphi}{2a_3}\right) \quad (61)$$

$$\gamma_1 = \rho\left(\frac{\varphi\theta}{2} - \frac{\theta}{a_3}\right) + \frac{qH\varphi + 2\Sigma m}{734\,400\,\eta_r\,\eta_e} \quad (62)$$

$$\delta_1 = \rho\left(\varphi H - \frac{H}{a_3}\right) = \rho\frac{H}{a_1} \quad (63)$$

expresia consumului de energie de la reţea pro-cursă poate fi pusă sub forma

$$E = \alpha_1 v^4 + \beta_1 v^3 + \gamma_1 v^2 + \delta_1 v + \frac{\varepsilon}{v} + \nu \text{ kWh/cursă} \quad (64)$$

din care, anulînd prima derivată în raport cu viteza, se află ecuaţia

$$4\alpha_1 v^3 + 3\beta_1 v^2 + 2\gamma_1 v + \delta_1 - \frac{\varepsilon}{v^2} = 0 \quad (65)$$

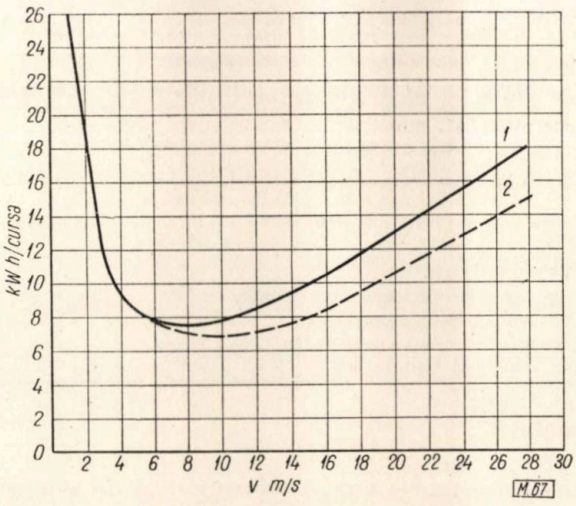


Fig. 5. Diagramele consumului de energie de la reţea pro cursă în funcţie de viteză, în cazul instalaţiei de extracţie necompensate :
1 – cu încetinirea frînată ; *2* – cu încetinirea motrică

printre rădăcinile reale ale căreia se află şi viteza optimă de extracţie v_0, iar potrivit relaţiilor (47), (48) se poate afla şi sarcina utilă optimă de extras pro cursă.

Exemple de calcul numeric

Presupunînd că am avea de proiectat următoarele două instalații de extracție pentru două exploatări carbonifere, ale căror caracteristici și parametri ar fi :

total producția de cărbuni, t/an	Q =		400000	400000
adîncimea de extracție, m	H =		150	400
coeficientul de iregularitate	C =		1,3	1,3
coeficientul de steril	c =		0,15	0,15
numărul de zile lucrătoare, zile/an	z =		300	300
numărul de schimburi lucrătoare, sch/zi	s =		3	3
numărul orelor de extracție, ore/sch	h =		4	4
coeficientul de rezistență a puțului	k =		1,2	1,2
randamentul reductorului	η_r =		0,95	0,95
randamentul echivalent al motorului	η_e =	21,52	0,90	0,91
durata deservirii coliviilor, s	θ =		15	25
coeficientul de sarcină utilă, s^{-1}	k_1 =	34	$1,153.10^{-7}$	$1,153.10^{-7}$
accelerația de demaraj, m/s^2	a_1 =		0,6	0,8
decelerația la încetinire, m/s^2	a_3 =		0,8	1
factorul accelerațiilor, s^2/m	φ =	27	2,92	2,25
factorul diferenței accelerațiilor, s^2/m	ψ =	28	0,42	0,25
factorul patratelor accelerațiilor, s^4/m	ϑ =	56	—	2,56
greutatea cablurilor de extracție, kg/m	q =		3,18	5,4
suma maselor reduse, kgs^2/m	Σm =		2600	5000
atunci trecînd la determinarea celorlalți parametri, obținem :				
	ρ =	38	$1,77.10^{-4}$	$1,75.10^{-4}$
	α =	39	$-3,11.10^{-6}$	
	α_1 =	60		$-1,091.10^{-5}$
	β =	40	$3,77.10^{-4}$	
	β_1 =	61		$2,47.10^{-5}$
	γ =	41	0,00419	
	γ_1 =	62		0,02394
	δ =	42	0,0775	—
	δ_1 =	63	—	0,0875
	ε =	43	3,98	28
	ν =	44	0,398	1,75
viteza de extracție optimă, m/s	v_0 =	46,65	5,2	7,9
durata optimă a cursei de extracție, s	T_0 =	47	36,45	59,5
sarcina utilă optimă, kg/cursă	U_0 =	48	2370	3900
sarcina utilă adoptată definitiv, kg/cursă	U =	—	2400	4000
durata cursei corespunzătoare, s	T =	49	37,2	63,8
viteza de extracție calculată, m/s	v_t =	—	5	7,1
și pentru caracteristicile adoptate ale instalațiilor, ca :				
diametrul tobei, mm	D =	—	3000	4000
turația motorului, rot/min	n_m =	—	428,5	428,5
raportul de transmisie al reductorului	i =	—	11,5	10,5
coeficientul de corecție al turației	ξ_1 =	—	0,97	0,97
coeficientul de uzură al căptușelei	ξ_2 =	—	0,985	0,985
rezultă că :				
viteza reală de extracție va fi, m/s	v =	50	5,56	8,1
durata cursei de extracție, s	T =	—	35,2	58,4
consumul de energie dela rețea, kWh/cursă	E =	45,64	1,737	7,454
și randamentul instalației	η =	—	0,565	0,585

Concluzii

Determinînd variația consumului de energie de la rețea pentru cele două exemple de mai sus, în funcție de viteza de extracție, s-au obținut diagramele din fig. 4 pentru primul exemplu și diagrama *1* din fig. 5 pentru cel de al doilea exemplu.

În ipoteza că instalația din exemplul al doilea ar funcționa cu faza de încetinire motrică, variația consumului de energie ar fi dată de diagrama *2*, fig. 5.

Din examinarea acestor diagrame se pot trage următoarele concluzii :

1. Consumul de energie de la rețea pro cursă pentru instalațiile de extracție necompensate acționate cu motor asincron, este funcție continuă de viteza de extracție și are o anumită valoare minimă.

2. Consumul de energie de la rețea pro cursă este foarte mare și variază foarte repede în zona vitezelor de extracție mici.

3. Același consum de energie este mult mai redus și variază mult mai încet în zona vitezelor de extracție mari.

4. Vitezele de extracție optime diferă pentru aceeași instalație după cum faza de încetinire este motrică sau frînată, fiind mai economice instalațiile care funcționează cu faza de încetinire motrică.

5. Consumul de energie de la rețea pro cursă nu depinde de suma maselor reduse, în cazul funcționării instalației cu faza de încetinire motrică.

Bibliografie

[1] Kisselev V. I.: *Determinarea sarcinei utile optime a unui schip.* Tvetne metal, nr. 7, 1939.

[2] Bohn D.: *Untersuchungen über die gunstigsten Werte für Nutzlast und Geschwindigkeit bei electrischen. Schachtforderanlagen.* Bergbauwissenschaften, 1958, noe. pag. 345-356.

[3] Bumbu V.: *Viteza optimă pentru instalațiile de extracție compensate, acționate cu motor asincron.* Revista Minelor, ian. 1961.

85 III 1/62
LEFORDITVA

Cu privire la unitățile utilizate în normarea tehnică a muncii

Conf. dr. ing. MARIUS Al. C. LUCA

În raportul prezentat de tovarășul Gheorghe Gheorghiu-Dej la Congresul al III-lea al P.M.R. se subliniază atenția ce trebuie acordată consolidării „rezultatelor bune obținute în perfecționarea sistemului de salarizare și normare a muncii, prin extinderea normelor tehnice și perfecționarea calității lor", întrucît prin intermediul normelor progresive se acționează asupra reducerii timpului de muncă socialmente necesar.

Reducerea timpului de muncă socialmente necesar pentru producere, după cum ne arată K. Marx, „se impune cu forța ca *o lege naturală* regulatoare" [1]), așa după cum de exemplu se impune legea gravitației universale, depășind prin acest caracter, celelalte legi obiective economice.

Normele progresive cu motivare tehnică sînt utilizate :

— în *planificarea producției* (pentru a se determina durata ciclului de producție, capacitatea de producție a secțiilor, efectivul necesar, fondul de salarii, etc.) ;

— în *organizarea producției* (pentru proiectarea proceselor de muncă, pentru coordonarea în vederea executării lor ritmice, pentru determinarea normelor plan, tarifelor și salariilor muncitorilor, etc.) ;

— în *economia producției,* fiind utilizate „ca factor esențial al creșterii productivității muncii" [2]), al scăderii sistematice a cheltuielilor de muncă vie și materializată, contribuind în acest fel la reducerea prețului de cost, la creșterea acumulărilor socialiste, la ridicarea bunăstării oamenilor muncii.

Dezvoltarea continuă a tehnicii, îmbunătățirea tehnologiei, organizarea procesului de producție, sînt cauze care conduc, ca efect, la revizuirea periodică a normelor învechite.

La rîndul lor normele înaintate, sînt cauze care au ca efect, ridicarea calificării și a nivelului tehnic-cultural al muncitorilor, contribuind la modificarea atitudinii acestora față de muncă și la stimularea introducerii unei tehnici, tehnologii și organizări și mai înaintate.

Această înlănțuire dintre cauză și efect, marchează legătura strînsă și interacțiunea dintre normele progresive cu motivare tehnică și îmbunătățirea continuă a procesului de producție ca și a tuturor indicatorilor lui tehnico-economici, pentru a căror creștere continuă, trebuie create toate condițiile favorabile.

Una din aceste condiții considerăm că este și aceea a fundamentării teoretice clare a unor termeni, noțiuni și relații utilizate în normarea tehnică a muncii și în economie, cu atît mai mult cu cît literatura de specialitate nu tratează în mod uniform această problemă.

Marx a definit clar ceea ce se înțelege sub forță de muncă sau capacitate de muncă în starea ei potențială (potentia), ca și atunci cînd ea devine forță de muncă în acțiune (actu)[3]).

„Sub *forță de muncă* sau *capacitate de muncă* înțelegem totalitatea aptitudinilor fizice și intelectuale care există în organismul, în personali-

[1] K. Marx, *„Capitalul"*, vol. I, ed. III, E.S.P.L.P., București, 1957, p. 112.

[2] *Directivele Congresului al 2-lea al Partidului Muncitoresc Romîn cu privire la cel de-al doilea plan cincinal de dezvoltare a economiei naționale pe anii 1956—1960* (cap. IV, al. III).

[3] K. Marx, *„Capitalul"*, vol. I, ed. III, E.S.P.E.P., București, 1957, pag. 207.

tatea vie a omului şi pe care el le pune în funcţiune atunci cînd produce valori de întrebuinţare de un fel oarecare“[4]).

„*Munca* este activitatea utilă a omului, îndreptată spre un anumit scop, în procesul căreia omul modifică şi adaptează obiectele din natură pentru satisfacerea trebuinţelor lui“ [5]).

Ca activitate concretă, utilă a omului, munca se desfăşoară în spaţiu şi timp şi se manifestă pentru *subiect* (muncitor) printr-un consum de energie fizică (muşchiulară) şi intelectuală (nervoasă), iar pentru *obiect* printr-o acţiune în cadrul căreia se transmite şi se materializează o parte din energia vie consumată, acestuia[6]).

În cadrul procesului planificat al reproducţiei socialiste lărgite „munca consumă elementele ei materiale, obiectul ei şi mijlocul ei“ [7]) în procesul de consumaţie productivă.

Este necesar ca aceste consumuri concomitente cu consumul forţei de muncă să poată fi măsurate cît mai corect, atît în unităţi naturale cît şi în unităţi de valoare (băneşti).

Atunci cînd comensurarea se face în *unităţi naturale* considerăm că e corect să spunem că *s-au consumat* anumite cantităţi de materii prime, materiale, combustibil, energie, muncă (utilizîndu-se termenul consacrat în economia politică pentru acest proces), iar cînd comensurarea se efectuează în *unităţi băneşti*, să spunem că *s-au cheltuit* anumite cantităţi de materii prime, materiale, combustibil, energie, muncă, etc.

Însuşi Marx face această deosebire, utilizînd în capitolul „Procesul de muncă“[8]) termenul de *consum* de forţă de muncă, pe cînd în capitolul „Procesul de valorificare“ [9]) termenul de *cheltuirea forţei de muncă.*

Munca are un caracter dublu. În aceeaşi măsură ne interesează „*cum* şi *ce* se munceşte“, precum şi „*cît* se munceşte“ [10]). Aceste caractere se reflectă concomitent în procesul de producţie, dar în mod deosebit în procesul de muncă şi în procesul de formare a valorii, prelungit cu cel de valorificare ale acestuia.

În procesul de muncă, *ca activitate concretă, utilă*, îndreptată spre un anumit scop — în vederea producerii de valori de întrebuinţare, — munca este privită din punct de vedere *calitativ* potrivit caracterului ei special (cum se munceşte) după scopul şi conţinutul ei (ce se munceşte)[11]).

În procesul de formare a valorii munca apare ca o „cheltuire de forţă de muncă omenească în sens fiziologic“ [12], *abstract*, creînd astfel valoarea mărfii, fiind privită din punct de vedere *cantitativ* după „timpul de care are nevoie munca pentru a-şi îndeplini operaţia sau de durata în care forţa de muncă este cheltuită în mod util“ [13].

Cantitatea de muncă, de o anumită calitate, apare ca rezultat conjugat al *consumului unei energii vii, efectuată în timp.*

Energia vie consumată, defineşte *mărimea intensivă* a acestei cantităţi de muncă şi consumul ei în timp defineşte mărimea extensivă a aceleiaşi cantităţi de muncă [13].

Deci cantitatea de muncă, fiind un consum, efectuat în timp, de energie vie, de o anumită calitate, poate fi determinat ca limită a sumei dintre produsele eforturilor complexe momentane de intensităţi diferite, şi intervalele mici de timp în care acestea au acţionat, — atunci cînd numărul acestor intervale creşte nemărginit, iar durata fiecărui interval tinde către zero, — pe perioada de timp considerată.

Între cantitatea de muncă, timpul de muncă şi intensitatea muncii există o legătură strînsă. O aceeaşi cantitate de muncă se poate consuma într-un timp de muncă mai mic sau mai mare, după cum intensitatea muncii a fost mai mare sau mai mică. După cum se exprimă Marx, „*mărimea intensivă* şi *mărimea extensivă* apar ca expresii opuse şi care se exclud reciproc, ale aceleiaşi cantităţi de muncă“ [14]).

Acest lucru este valabil atît pentru munca efectuată de un om, ca şi pentru munca efectuată concomitent de mai mulţi oameni.

În cazul muncii simple efectuate de un singur om (aceea la care se referă îndeosebi Marx), *intensitatea muncii* e caracterizată de efortul fizic şi intelectual şi se defineşte prin cantitatea de muncă consumată în unitatea de timp.

În cazul muncii colective, intensitatea muncii e caracterizată de efortul concomitent, definit prin cantitatea totală de muncă consumată de întregul colectiv, în unitatea de timp. Deci intensitatea muncii colective, include intensitatea muncii individuale.

În acest fel, aceeaşi cantitate de muncă, efectuată de un muncitor în patru schimburi a opt ore, poate să fie efectuată cu aceeaşi intensitate a muncii, de doi muncitori în două schimburi.

Efectul activităţii utile se manifestă pentru *subiect* (om) prin oboseală, iar pentru *obiect* prin modificarea stării lui precedente.

---

[4] *Idem*, pag. 196.

[5] *„Manual de economie politică“*, Ed. II, E. P. Bucureşti, 1959, pag. 7.

[6] „În decursul procesului de muncă, munca trece în mod continuu de la forma dinamică la forma statică, de la forma de mişcare la forma de materialitate“, K. Marx, *„Capitalul“*, vol. I, ed. III, pag. 218.

[7] *Idem*, pag. 213.

[8] *Idem*, pag. 207: „Cumpărătorul forţei de muncă o consumă...“ (207); „Munca consumă elementele ei materiale...“ (213); „Procesul de muncă aşa cum se desfăşoară el ca un *proces de consumaţie a forţei de muncă*...“ (214) etc.

[9] *Idem*, pag. 215: „....este cehltuire de forţă de muncă...“ (218); „....cheltuielile zilnice pentru întreţinerea ei şi cheltuirea ei zilnică“... (222) ....„el ar întrebuinţa“... „mai mult decît timpul de muncă socialmente necesar iar acest timp cheltuit în plus nu ar crea valoare sau bani“ (224) etc.

[10] K. Marx, *„Capitalul“*, vol. I, ed. III, E.S.P.L.P., Bucureşti, 1957, pag. 85.

[11] *Idem*, pag. 224.

[12] *Idem*, pag. 224.

[13] Alături de măsura timpului de muncă luată ca „mărime extensivă“, apare acum măsura *gradului* ei de *condensare.* Ora mai intensivă a zilei de muncă de zece ore conţine acum tot atîta muncă, adică *forţă de muncă cheltuită*, sau chiar mai multă, ca ora mai poroasă a zilei de muncă de douăsprezece ore“. Idem, pct. 10, pag. 423.

[14] *Idem*, pct. 10, pag. 423.

Pentru aceeaşi cantitate de muncă prestată, efectul de oboseală poate fi diferit de la subiect la subiect şi putem deosebi un *randament intern* diferit, cu care se poate susţine efortul necesar în perioada de consum, datorită constituţiei (ecuaţii neuroendocrine) diferite a subiectului.

Aceeaşi cantitate de muncă prestată poate modifica în mod diferit starea precedentă a obiectului asupra căruia a acţionat, şi putem deosebi un *randament extern* [15] diferit de transmitere a acesteia obiectului respectiv, potrivit *forţei productive a muncii*, care poate fi diferită.

„Forţa productivă a muncii este determinată de împrejurări variate, între altele de nivelul mijlociu de îndemînare a muncitorilor, de gradul de dezvoltare a ştiinţei şi a aplicabilităţii sale tehnologice, de combinarea socială a procesului de producţie, de volumul şi de eficacitatea mijloacelor de producţie, precum şi de condiţii naturale“[16] adică de împrejurări subiective şi obiective.

În general efectul de oboseală este influenţat de *contribuţia* ce se solicită complexului anatomo-fiziologic ca intensitate şi durată (întrucît activitatea vitală a unor părţi este dependentă de activitatea vitală a tuturor celorlalte părţi), de *condiţiile pe care le oferă mediul* în care se desfăşoară munca (întrucît mediul alcătuieşte un tot unitar cu organismul, cu care se influenţează reciproc), de *calificarea şi gradul de îndemînare* al subiectului, de care depinde solicitarea sistemului nervos (întrucît prin activitatea scoarţei cerebrale, se stabileşte continuu legătura între mediul extern şi subiect) [17].

Refacerea forţei de muncă, prin asimilarea hranei, prin odihnă şi somn şi *uzura* forţei de muncă prin utilizarea ei repetată în timp, se interacţionează reciproc.

Comensurarea consumului forţei de muncă, trebuie să ţină seama concomitent de aspectele diferite ale acestui consum, de o anumită *calitate*, concretizat printr-o anumită *cantitate de muncă*, care include la rîndul ei mărimi intensive, extensive şi potenţiale ale muncii de o anumită calificare [18].

Comensurarea consumului forţei de muncă s-a încercat să se facă atît *direct* cît şi *indirect* prin măsurarea cantităţii de muncă consumate, iar calitatea acestui consum s-a căutat a se defini *descriptiv*.

Întrucît de comensurarea corectă a consumului forţei de muncă în procesul de producţie, este legată în mod direct normarea muncii, vom trece pe scurt în revistă încercările făcute şi rezultatele la care s-a ajuns pînă în prezent în această direcţie.

Comensurarea directă a cantităţii de muncă consumate fiind o problemă foarte dificilă, nu a putut fi încă rezolvată, neexistînd aparate care să înregistreze energia vie totală consumată de organismul omenesc, datorită eforturilor combinate fiziologice şi nervoase, pe durata timpului de muncă.

De aceea încercările de măsurare directă a cantităţii de muncă s-au bazat pe anumite ipoteze simplificatoare.

Admiţînd ipoteza simplificatoare, că între cantitatea de căldură degajată de subiect în timpul muncii, datorită unui consum mărit de oxigen şi între cantitatea de muncă ar exista o relaţie funcţională, desigur că nu se poate seziza decît una din laturile complexe ale procesului de muncă.

Încercările numeroase făcute în U.R.S.S., în R.P.R. şi în alte ţări de a măsura cantitatea de căldură degajată în timpul lucrului (determinată prin metoda calorimetrică indirectă, cu ajutorul sacului lui Douglas, cu ajutorul unui respirometru, sau cu altfel de aparate), au condus la stabilirea de clasificări interesante, pe baza acestor dependenţe funcţionale.

Dar aceste măsurători prezintă dezavantajul că sînt greu de făcut în mod curent în întreprinderi, necesitînd aparatură specială şi posibilitatea analizării gazelor expirate, iar pe de altă parte nu sînt aplicabile decît în cazul măsurării eforturilor mari depuse de subiect în timpul muncii.

Pentru măsurarea directă a eforturilor mici şi de durată scurtă se utilizează aparatul lui L. Laurie[19]. Acesta constă dintr-o platformă rigidă triunghiulară aşezată pe o serie de cristale de cuarţ piezoelectric, care prezintă polarizări dielectrice diferite sub efectul unei compresiuni, putînd măsura în acest fel forţa de la cîteva grame forţă în sus. Subiectul este aşezat pe platforma care se stabilizează în stare de repaos la zero, iar efectele mişcărilor efectuate sînt amplificate şi înregistrate grafic.

Pornind de la altă ipoteză şi anume că ar exista o relaţie funcţională între cantitatea de muncă consumată şi între efectul de oboseală manifestat de subiect prin timpul de recuperare pulsatoric (G. Lehman „Praktische Arbeitsphysiologie“ 1953), s-au făcut alte serii de măsurători.

Bazat pe faptul că numărul de pulsaţii pe minut, formează o caracteristică individuală, care e influenţată de starea subiectului, s-a constatat că după un ciclu de activitate ritmul pulsatoric se accelerează, fiind necesar un timp suplimentar de pauză mai mare sau mai mic, legat funcţional de cantitatea de muncă consumată, pentru a reveni la ritmul pulsatoric iniţial.

---

[15] Se înţelege că forţa productivă este totdeauna forţa productivă a unei munci utile concrete şi nu determină de fapt decît gradul de eficacitate al unei activităţi productive potrivite într-un interval anumit de timp“ *idem*, pct. 10, pag. 85, 86.

[16] *Idem*, pag. 80.

[17] Potrivit caracteristicilor complexului anatomo-fiziologic ale organismului omenesc arătate de I. P. Pavlov.

[18] K. Marx, *„Capitalul“*, vol. I, ed. III, „Munca mai complexă e considerată doar ca muncă simplă, *potenţată*, sau mai bine zis *înmulţită*, astfel că o cantitate mai mică de muncă complexă este egală cu o cantitate mai mare de muncă simplă“, pag. 84.

[19] *Les techniques physiologiques dans la mesure du travail“*, Dr. Lucien A. Brouha, Travail et méthodes, martie 1958, pag. 27 şi urm.

Măsurătorile de acest fel au condus la concluzia că se poate determina *timpul cronometrabil de muncă*, pe durata căruia subiectul desfăşoară activitatea sa asupra obiectului, şi un *timp fiziologic de muncă* [20] mai mare decît primul, prin adăogarea timpului necesar revenirii la ritmul pulsatoric iniţial.

Prin diferenţă se determină *timpul fiziologic de pauză* care este mai mare sau mai mic, după cantitatea de muncă consumată în cadrul ciclului de activitate respectiv.

Această fundamentare a timpilor de micropauze o considerăm interesantă şi pentru normarea muncii.

Încercările care s-au făcut de a măsura numărul pulsaţiilor cardiace în timpul lucrului (cu ajutorul unui complex de aparate bazate pe o sursă de lumină şi o celulă fotoelectrică fixate pe ambele părţi ale lobului urechii, care transmite fluxul variabil de sînge ce trece prin arteriolele urechii la un amplificator şi apoi la un aparat înregistrator al bătăilor pulsului), au dat indicaţii interesante. Pentru determinarea ştiinţifică a timpul fiziologic de pauză, s-au făcut măsurători în diferite condiţii de lucru în vederea menţinerii pe întreaga durată a timpului de muncă a unui ritm, care să nu conducă la oboseala anormală a subiectului.

Ipoteza pe care s-a bazat această metodă, cu toate că nu s-a verificat întocmai în aplicaţiile industriei,[21] rămîne totuşi interesantă furnizînd un domeniu larg de investigaţie.

S-au mai făcut şi alte încercări, de exemplu de măsurare a biocurenţilor care caracterizează activitatea muşchiulară (de Institutul de cercetări ştiinţifice în domeniul muncii din U.R.S.S.), etc. În ultimul timp în U.R.S.S. inginerul Lev Şuvatov a construit o cască-laborator care înregistrează diferitele funcţii fiziologice (modificarea respiraţiei, temperatura corpului, biocurenţii muşchilor şi ai creerului, gradul de saturaţie cu oxigen a sîngelui), şi le transmite prin radio.

Toate aceste cercetări interesante, sînt pe cale de a preciza în mod direct eforturile muşchiulare şi nervoase, care conduc la intensitatea consumului energiei vii, în perioada de activitate utilă a subiectului, cu ajutorul căruia să se poată determina cantitatea de muncă consumată.

Datorită acestor dificultăţi, sezizate încă de la început, atenţia s-a îndreptat către comensurarea *indirectă*, prin efectul pe care activitatea utilă îl transmite obiectului, măsurînd cantitatea de muncă, în raport cu modificarea stării precedente a obiectului [22].

Aşa după cum se exprimă Marx „*Cantităţi de produs* determinate şi *stabilite prin experienţă*, nu mai reprezintă acum decît cantităţi determinate de muncă, decît o masă determinată de timp de muncă solidificat“ [23].

În acest mod s-a ajuns la ceea ce se numeşte azi normarea muncii, ca şi la măsurarea productivităţii muncii, apreciind în mod indirect cantitatea de muncă, prin efectul obţinut în procesul de producţie.

Tocmai din această cauză este necesar să se precizeze unităţile de măsură corespunzătoare, care să permită sezizarea cît mai corectă a acestei măsurători.

Comensurarea indirectă a unei activităţi utile, concretizată printr-un consum de forţă de muncă, de o anumită calificare trebuie, — în urma analizei de faţă, — să fie caracterizată sub aspectul ei *calitativ* şi *cantitativ*, raportată la *prestaţia de muncă sau la producţia efectuată*.

Latura *calitativă a muncii*, aspect sub care ea apare ca activitate utilă concretă, nu poate să fie determinată decît *descriptiv*.

Necesitatea obiectivă de a caracteriza descriptiv, în mod cît mai precis „cum şi ce se munceşte“ ne conduce la *analiza procesului complex de producţie*, împărţindu-l pe etapele lui tehnologice, pînă la cele mai elementare acţiuni, care precizează din punct de vedere calitativ conţinutul muncii respective, legate de o anumită etapă a procesului respectiv.

Comensurarea indirectă a unui consum de forţă de muncă necesită în prealabil *determinarea descriptivă* a mişcărilor care compun mînuirea (sau a mînuirilor care compun operaţia, etc.), ca şi mişcarea *de început*, cele *intermediare* şi cea cu care se *termină* mînuirea (operaţia etc.) măsurată.

Numai în felul acesta se poate preciza :

— *ce se măsoară*,

— *cînd începe şi cînd se termină măsurătoarea*.

Deci numai determinarea calitativă a muncii, permite ca aceasta să fie comensurată cantitativ.

Dar determinarea calitativă a muncii este necesar să fie precizată în urma unei analize a procesului complex de producţie, elaborată pe baza unor principii general valabile, în mod organizat, pe întregul lui ansamblu, nu în mod sporadic şi fragmentar aşa cum se practică în cele mai multe cazuri [24].

Principiile care considerăm că pot să stea în mod valabil la baza unei astfel de analize sînt :

— examinarea *individuală* a fiecărui proces complex de producţie (fabricaţie) potrivit specificului său, şi

— împărţirea analitică a procesului complex de producţie (fabricaţie) concomitent după :

a) *etapele lui tehnologice* principale, secundare şi auxiliare, care pot fi diferite potrivit specificului fiecărui proces,

---

[20] *Les techniques physiologiques dans la mesure du travail*“ Dr. L. A. Brouha, Travail et méthodes, martie, 1958, pag. 27 şi urm.

[21] *Les coefficients de repos*“, R. M. Belbin, L'étude du travail, nr. 95, aprilie, 1959.

[22] K. Marx, *„Capitalul“*, vol. I, ed. III „După trecerea unei ore acţiunea filatului este reprezentată într-o cantitate anumită de fire, adică o cantitate anumită de muncă, *o oră de muncă*, este *materializată* în bumbac“. pag. 218.

[23] *Idem, pct. 22, pag. 219.*

[24] *„Sistematizarea analizei proceselor complexe de producţie ca bază pentru introducerea normării tehnice şi organizării complexe a întreprinderilor miniere“* Marius Al. C. Luca, Revista Minelor, nr. 10 (1959).

b) *delimitate teritorial*, în secţia, sectorul, locul de muncă unde se desfăşoară şi

c) *individualizate administrativ*, prin persoana care răspunde de efectuarea acelei activităţi şi prin simbolul de identificare (în evidenţa contabilă sau în evidenţa de organizare, după locul pe care etapa respectivă îl ocupă în această analiză desfăşurată a procesului de producţie).

Numai efectuarea unei analize fundamentate permite să se studieze în mod concret consumul de muncă necesar desfăşurării întregului proces, pornind de la acţiunile elementare.

După precizarea corectă a laturii calitative a muncii, făcută în mod descriptiv, pe baza analizei procesului complex de producţie, putem trece la măsurarea ei cantitativă.

Marx utilizează noţiunea de *cantitate de muncă* ca echivalentă cu noţiunea de *timp de muncă*, întrucît se exprimă : „Prin urmare, numai *cantitatea de muncă socialmente necesară* sau *timpul de muncă socialmente necesar pentru producerea unei valori de întrebuinţare* este acela care determină *mărimea valorii ei*“[25]. Dar atunci cînd analizează procesul de muncă şi de valorificare precizează ceea ce înţelege prin timpul de muncă : „Spunem oră de muncă, adică cheltuirea forţei vitale a filatorului în decursul unei ore...“[26] sezizînd în acest fel că nu este vorba de timp calendaristic, ci de cantitatea de muncă, exprimată prin cele două mărimi :

— intensive, prin cheltuirea forţei vitale a muncitorului, cu o anumită calificare şi

— extensive, prin măsurarea timpului în care această forţă vitală se cheltuieşte cu o anumită intensitate.

Nesezizarea atentă a acestei nuanţe a făcut ca în normarea muncii să se adopte ca unitate de măsură pentru măsurarea cantităţii de muncă, pur şi simplu timpul.

Considerăm că singura unitate corectă de măsură a unei cantităţi de muncă, potrivit însăşi doctrinei dezvoltate de Marx, este aceea care include ambele aspecte, concretizate, prin munca efectuată de om, într-o unitate de timp. Această unitate de măsură este omsecunda, cu multiplii ei omminuta, omora, omschimbul, etc. Întrucît în literatura actuală aceste unităţi se denumesc şi se scriu în mod diferit (oră-om, om-oră sau la plural), propunem ca aceste unităţi de măsură să se scrie prescurtat astfel : oms, ommin, omh, omsch.

Cantitatea de muncă definită în mod corect prin una din aceste unităţi, considerată din punct de vedere al intensităţii cu care s-a efectuat acest consum, reprezintă o nedeterminare.

Cînd spunem 320 omh definim o cantitate de muncă fără ca să precizăm şi intensitatea cu care ea a fost consumată.

Putem găsi teoretic nenumărate soluţiuni de consum a acestei cantităţi de muncă, spre pildă munca efectuată de un muncitor în timp de 320 ore, sau de doi muncitori în timp de 160 ore, sau de 5 muncitori în 64 de ore sau de 10 muncitori în 32 de ore etc.

În fiecare din aceste soluţiuni, intensitatea definită prin cantitatea de muncă consumată în unitatea de timp, este alta.

Expresia 320 omh exprimă produsul dintre x ore şi y oameni şi reprezintă o hiperbolă echilaterală xy = const.

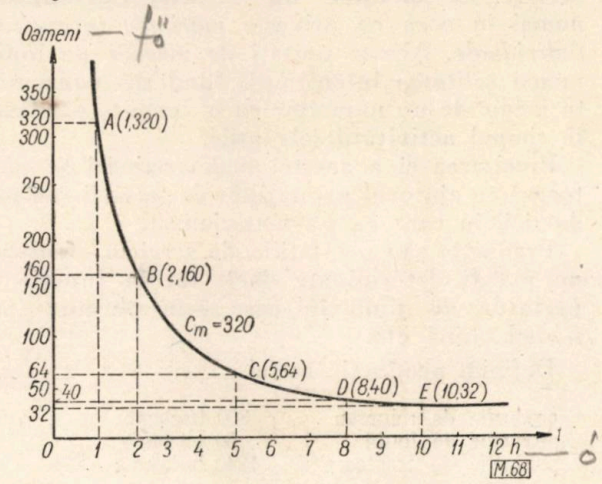


Fig. 1.

Intensitatea colectivă cu care se efectuează acest consum de muncă, este precizată de *perioada reală de timp* în care s-a efectuat acest consum.

În graficul din fig. 1 sînt trasate coordonatele punctelor *A*, *B*, *C*, *D*, *E* care mărginesc cantităţi de muncă (suprafeţe egale $x_i\ y_i$ = 320 omh, ilustrînd cele arătate mai înainte.

Numai dacă se precizează perioada de timp (una din coordonate) în care s-a efectuat acest consum, dreptunghiul care reprezintă cantitatea de muncă este determinat prin mărimea extensivă a timpului în care s-a lucrat şi prin mărimea intensivă a numărului de oameni de o anumită calificare cu care s-a lucrat, în perioada respectivă.

De altfel şi celelalte consumuri de materii prime, materiale, de combustibil, de energie se efectuează în timp şi nu pot fi determinate decît de perioada în care s-au consumat.

Definim aceste consumuri prin cantitatea consumată pe perioada de timp (oră, schimb, lună, etc.) în care s-au consumat :

consum de minereu de fier	160 t/schimb
consum de cocs	140 t/schimb
consum de energie electrică	3800 kWh/schimb
consum de muncă	320 omh/schimb etc.

Dintre toate aceste consumuri, cel de energie electrică şi cel de muncă se aseamănă întrucît ambele sînt consumuri de energie, exprimarea lor dimensională făcîndu-se cu o unitate pentru mărimea extensivă a timpului, şi cu alta pentru mă-

[25] K. Marx, „*Capitalul*“, vol. I, ed. III, 1957, pag. 79.
[26] *Idem*, pct. 25, pag. 218.

rimea intensivă specifică fiecărei din aceste energii, pe perioada în care s-au consumat.

Deci pentru a preciza intensitatea colectivă a acestui consum de muncă trebuie să o exprimăm dimensional prin 320 omh/schimb.

În acest caz intensitatea medie colectivă cu care s-a lucrat în acel schimb, este de 40 de muncitori într-o oră.

Exprimată sub această formă, această măsurătoare îşi menţine un caracter convenţional numai în ceea ce priveşte *mărimea intensităţii individuale*. Aceste unităţi de măsură ne indică numai *calitatea* intensităţii, fiind cea consumată în medie de un muncitor cu o anumită calificare în timpul activităţii sale utile.

Precizarea şi a acestei nedeterminări se efectuează cu ajutorul prestaţiilor de servicii sau producţiei, în care ea s-a materializat.

Producţia sau prestaţiile de serviciu efectuate, nu pot fi determinate decît tot în funcţie de perioada de timp în care s-au obţinut (oră, schimb, lună etc.).

Definim producţia astfel :

producţie de minereu 800 t/schimb
producţie de fontă 50 t/schimb
producţie de tractoare 1240 buc./lună etc.

iar prestaţiile de servicii aferente fiecărei operaţii :

s-au încărcat în vagoane 30 t/schimb
s-au perforat găuri de mină 70 m/schimb
s-au montat cadre 4 cadre/schimb etc.

Efectuînd legătura dintre *consumul de muncă* şi dintre *prestaţia de serviciu*, sau *producţia* în care s-a materializat, determinăm *norma de muncă*, eliminînd şi nedeterminarea rezultată din imposibilitatea momentană de a se măsura direct intensitatea de muncă individuală.

Concluziile pe care le tragem şi propunerile ce se impun a fi făcute ca raţionale, pe baza prezentului studiu, sînt următoarele :

Caracterul *consumului forţei de muncă*, efectuat în timp, trebuie să fie determinat prin :

— *calitatea muncii* efectuate, definită descriptiv în urma analizei procesului complex de producţie şi prin

— *cantitatea de muncă* consumată, definită prin latura intensivă, extensivă şi potenţială (de o anumită calificare), a muncii exprimată dimensional în omh (sau în multipli sau submultipli ai acestora), raportate la perioada de timp în care s-au consumat.

Propunem ca în normarea muncii, consumul forţei de muncă să se denumească prescurtat *consum de muncă*.

Raportînd consumul de muncă efectuat într-o anumită perioadă de timp la prestaţia de serviciu efectuată (sau la producţia obţinută), în aceeaşi perioadă de timp, definim *norma de muncă*.

Spre pildă dacă în condiţiile tehnico-organizatorice ale locului de muncă, constatăm că un muncitor vagonetar, cu calificare corespunzătoare încarcă în timp de 8 ore în medie 15 t de cărbuni în vagonete, vom defini :

a) *consumul de muncă* prin

— c a l i t a t e a m u n c i i efectuate, încărcarea manuală de cărbuni în vagonete ;

— c a n t i t a t e a d e m u n c ă consumată, de munca unui vagonetar efectuată timp de 8 ore într-un schimb, deci de 8 $\left[\frac{\text{omh}}{\text{schimb}}\right]$, iar

b) *prestaţia de serviciu* obţinută, prin cantitatea de cărbune încărcat în vagonete de

$$n_m = 15\left[\frac{\text{t}}{\text{schimb}}\right], \text{ şi}$$

c) *norma de muncă* pentru încărcarea de cărbuni în vagonete prin

$$n_m = \frac{8\left[\frac{\text{omh}}{\text{schimb}}\right]}{15\left[\frac{\text{t}}{\text{schimb}}\right]} = 0{,}533\ \left[\frac{\text{omh}}{\text{t}}\right].$$

Trebuie să arătăm că unităţile în care se definesc azi în întreaga literatură tehnică de specialitate, normele de timp, pentru cazul de mai sus prin :

$$t = 0{,}533\ \left[\frac{\text{h}}{\text{t}}\right]$$

nu sînt corecte, neexprimînd decît latura extensivă a cantităţii de muncă consumate.

Dacă atunci cînd urmărim a determina cantitatea de muncă consumată de un singur muncitor, putem s-o determinăm şi prin timpul calendaristic în care ea s-a efectuat, subînţelegînd latura intensivă a acestui consum, acest lucru nu ne poate duce la concluzia că exprimarea lui numai în unităţi de timp este corectă, atîta timp cît această exprimare îşi pierde valabilitatea, atunci cînd e vorba de a exprima concomitent cantitatea de muncă consumată de mai mulţi oameni.

Spre pildă dacă determinăm norma pe baza lucrului efectuat de un singur muncitor putem exprima unilateral (extensiv) numai prin timpul de muncă, consumul lui de muncă.

Dar dacă determinăm norma pe baza lucrului efectuat concomitent de mai mulţi muncitori care încarcă simultan cărbune în vagonete, şi anume doi muncitori care lucrează 3 ore, trei muncitori care lucrează 7 ore şi patru muncitori care lucrează 8 ore, într-un schimb, atunci în mod obligatoriu cantitatea de muncă consumată o determinăm astfel :

$$C_m = \frac{2 \text{ oameni} \times 3\text{h} + 3 \text{ oameni} \times 7\text{h} + 4 \text{ oameni} \times 8\text{h}}{\text{schimb}} =$$

$$= 59\left[\frac{\text{omh}}{\text{schimb}}\right].$$

Considerînd prestaţia de serveciu a acestora de $111 \frac{t}{schimb}$ atunci norma de muncă se defineşte prin raportul :

$$n_m = \frac{59 \left[\frac{omh}{schimb}\right]}{111 \left[\frac{t}{schimb}\right]} = 0{,}533 \left[\frac{omh}{t}\right].$$

Este raţional ca în ambele cazuri să adoptăm regula generală care ne conduce la exprimarea dimensională corectă a normelor.

Din această cauză considerăm că norma de timp nu corespunde ca denumire şi poate că ar fi mai corect să se denumească *normă de muncă.*

Încercarea de a se face deosebire între timpul de muncă şi timpul calendaristic, considerăm că poate duce la confuzii, fără ca să rezolve şi exprimarea corectă dimensională a consumului de muncă, efectuat în timp.

Potrivit caracterului normelor definite la nivelul diferitelor etape în care se împarte procesul de producţie, deosebim spre pildă în minerit :

— *norme elementare,* determinate prin cronometrări repetate la nivelul unei operaţii,

— *norme simple,* determinate prin foto-cronometrări sau calculate, la nivelul unui complex de operaţii, şi

— *norme complexe,* determinate prin calcul la nivelul unui proces simplu de producţie.

După determinarea calitativ-cantitativă a fiecărei norme elementare de muncă, bazîndu-ne numai pe latura lor cantitativă, prin însumare, se trece de la normele elementare ale unor operaţiuni concrete, la norma simplă a complexului de operaţii, care îl compun.

În acelaşi mod, bazîndu-ne numai pe latura cantitativă a normelor simple de muncă a unor complexe de operaţii, prin însumare, se trece la norma complexă a procesului care îl compune.

Inversul normei de muncă poate conduce la norme de lucru sau la norme de producţie.

În general inversul normei elementare de muncă, ca şi al normei simple de muncă conduce la norme de lucru (sau la prestaţii de servicii) şi numai inversul normei complexe de muncă conduce la norme de producţie, potrivit etapei tehnologice la care se efectuează normarea. Cum în procesul de normare al muncii se iau în considerare micropauzele fiziologice necesare asigurării continuităţii normale a muncii ca şi o pauză mai mare de odihnă (pentru masă, necesităţi fiziologice), în timpul unui schimb de lucru vom înregistra consumuri de muncă şi consumuri de timp pentru asigurarea continuităţii consumurilor de muncă.

Pe cînd consumurile de muncă sînt proporţionale cu prestaţiile de servicii (sau cu producţia) obţinută, consumurile de timp sînt legate mai mult de durata schimbului de lucru.

Prezenta lucrare, fără a epuiza problemele studiate, încearcă să arate importanţa pe care o prezintă fundamentarea teoretică clară a unor denumiri şi a unităţilor lor de măsură în normarea tehnică a muncii, făcînd o serie de propuneri şi fixînd un cadru pentru discutarea mai amplă a acestor chestiuni.

Contribuţii la cunoaşterea genezei mineralizaţiei din Valea Blaznei

M. SOCOLESCU, Fl. DIACONU şi M. KISSLING

Sectorul Valea Blaznei se găseşte în partea de SE a Munţilor Rodnei, în apropierea comunei Rodna Veche.

Valea Blaznei este un afluent al Someşului Mare, la est de vîrful Ineu. Ea colectează izvoarele dintr-o depresiune mare, în formă de amfiteatru şi coboară apoi prin repezişuri şi cascade mici pe o pantă abruptă.

Mineralizaţia este constituită din impregnaţii şi benzi cu blendă, galenă şi pirită, în pachetul format din calcare cristaline cu intercalaţii de şisturi cuarţitice. Acest pachet stă peste orizontul şisturilor cloritoase, sericitoase şi cuarţitelor, reprezentînd cristalinul de Rodna şi este acoperit de micaşisturile cu granaţi din zona Ineu, care formează părţile înalte ale munţilor.

Ansamblul de roci din cristalinul Rodnei are caracter exclusiv sedimentar, caracter păstrat de altfel şi de pachetul de la partea superioară, unde se întîlnesc bancurile de calcar cristalin, cuprinse între intercalaţii de şisturi sericitoase şi chiar clorito-sericitoase.

Şisturile şi calcarele sînt slab ondulate, dar au suferit numeroase dislocaţii după un sistem de falii şi uneori laminări importante, probabil în timpul orogenezei alpine şi metamorfismului.

În linii mari, stratificaţia prezintă o formă de dom cu curburi mici, avînd axul în dreptul văii, iar sistemul de falii cuprinde o serie de falii paralele, în general vest-est, cu caracter de stress

și un sistem de falii paralele în jurul direcției N-S, cu caracter de așezare și alunecare.

Dintre cercetătorii care au studiat regiunea amintim, în primul rînd, pe Th. Kräutner [1, 2], care a întocmit harta geologică la scara 1 : 75 000, destul de detaliată, însoțită de un amplu studiu geologic și petrografic, fără să includă însă și mineralizația.

Mineralizația din Valea Blaznei a fost amintită în lucrarea : „Notă geologică despre explorări preliminare în raionul Valea Blaznei — Valea Vinului" de St. Ghica Budești și Gh. Mastacan, în urma cercetărilor efectuate în campania anului 1951.

În ceea ce privește geneza mineralizației unii cercetători mai vechi îi atribuie o origine sedimentogenă.

Acest punct de vedere a fost însușit în lipsa unui studiu aprofundat privind geneza.

Cu ocazia cercetărilor întreprinse pe teren în campania din 1955—1957 și cercetărilor microscopice ulterioare, s-au obținut date interesante privind structura mineralizației, care completează cunoștințele anterioare și care pot orienta cercetările viitoare.

În cele ce urmează, se vor expune concluziile la care s-a ajuns precum și unele precizări privind geneza și posibilitățile de extindere a mineralizației.

În general se constată prezența mai multor benzi mineralizate concordante cu stratificația formațiunilor. Grosimea totală a acestor benzi variază între 0,30—5 m.

Mineralizația este cuprinsă într-o gangă foarte dură de cuarț, formînd benzi de impregnații, uneori destul de compacte, separate între ele, fie prin zone sterile, fie prin calcar cristalin.

Culcușul și acoperișul este reprezentat, de obicei, prin calcare sau șisturi sericitoase

La prima vedere banda silicifiată și mineralizată poate fi interpretată ca un orizont propriu cuarțitic al pachetului de șisturi cristaline. În toate lucrările de prospecțiune acest orizont este menționat ca atare, lucrările geologice urmărind prezența acestui orizont în legătură cu calcarul cristalin.

Cercetările recente permit să se stabilească acest orizont, dispus la partea superioară, inferioară sau chiar în cuprinsul bancului de calcar și intim asociat cu anumite bancuri de calcar cristalin.

Se pune întrebarea dacă mineralizația este legată de un orizont cuarțitic, sau dacă acesta reprezintă o silicifiere puternică a calcarului cristalin în legătură cu mineralizația.

Privind profilul geologic vertical prin galeria 5, se poate observa constituția pachetului de roci cristaline, format dintr-o alternanță de calcare cu șisturi cuarțitice — sericitoase sau cuarțito — biotito — amfibolice. O primă observație, ar fi aceea că bancul de calcare cu care este în legătură mineralizația a rămas adesea sub formă de relicte față de dezvoltarea orizontului cuarțitic mineralizat.

Acest orizont are grosimi variabile și slabe ondulări pe orizontală, fiind afectat de falii care imprimă o structură în trepte a întregului pachet cristalin — după cum se vede în profile.

Profilele geologice pe galerii întocmite pentru cercetarea extinderii mineralizației, ne arată că nu există o uniformitate a distribuției ei, mineralzația apărînd fără o regulă fixă.

În zona centrală se constată o zonă de îmbogățire iar zona mineralizată ajunge la grosimi de peste 4 m.

Către fundul galeriilor, zona de mineralizație este reprezentată prin benzi de impregnație, mai slabe și mai rare.

Posibilitățile de extindere a mineralizației se bazează pe următoarele :

1. Toate lucrările, care au cercetat mineralizația, au întîlnit zona mineralizată.

2. În partea de NE, unde zona mineralizată are grosimi apropiate de 1—2 m, putem presupune că sînt șanse de extindere cel puțin atît cît se extinde și spre SW, neputînd însă a fi identificată la suprafață, din cauza pantei abrupte și a căderilor zonei mineralizate.

Perspectivele pot fi mărite de posibilitatea ca diversele zone să se extindă în afara limitelor apreciate de noi, posibilitate creată de diverse aflorimente izolate și distanțate de zonele mineralizate ; în al doilea rînd, este posibilitatea ca zonele mineralizate să aibă legătură între ele.

Pe marginea celor expuse mai sus se consideră necesar a se efectua lucrări de explorare detaliată, în continuare.

Studiul microscopic, efectuat asupra secțiunilor subțiri și polisate, arată următoarele :

Microscopic, textura apare șistoasă, iar structura, în mod frecvent grano-lepidoblastică, mai rar granoblastică. Datorită stress-ului mineralele

prezintă extincție ondulatorie fiind curbate sau cu macle polisintetice (fig. 1).

Mineralele componente ale șisturilor sînt: cuarț, calcită, clorit, sericit, muscovit, biotit, tremolit, sfen, granat, disten, apatit, feldspat.

Mineralizația șisturilor este formată din: pirită, blendă, galenă, urme de calcopirită și foarte frecvent, baritină. În cantități neglijabile, au fost întîlnite mineralele hipergene: smithsonitul și gipsul.

Cuarțul (SiO_2) se prezintă, în general, sub formă de cristale laminate, cu conture îndințate și extincție ondulatorie. Mărimea acestor granule variază între 0,02—0,4 mm; rar ating 0,8 mm.

Fig. 1. Galeria 5, metru 80 (N+36 X):
c — calcit; *q* — cuarț; *M* — minerale metalice.
Cristalele de cuarț din cauza presiunii sînt sfărîmate. Calcitul este recristalizat și maclat polisintetic. Mineralele opace înlocuiesc calcitul.

În unele porțiuni, granoblastele de cuarț sînt cataclazate.

În cazuri izolate, se observă prezența unei generații tîrzii de cuarț hidrotermal (cuarț II), situat între baritină și calcitul hidrotermal, cuarț care este lipsit de extincție ondulatorie și care apare în cristale izolate în masa calcitului. S-a observat un filon milimetric, străbătînd discordant șistul cuarțitic, unde este asociat cu calcit hidrotermal.

Calcitul apare sub formă de cristale ,de dimensiuni cuprinse în limitele de 0,1—0,6 mm. Calcitul este maclat polisintetic; în mod frecvent, planele de maclă sînt curbe. Alături de cristalele de cuarț cataclazate, s-au dezvoltat, prin recristalizare, heteroblaste de calcit (fig. 1 și fig. 2, în care cuarțul este cataclazat).

Calcitul este răspîndit în masa cuarțului în mod neomogen, sub formă de cristale izolate, ca aglomerațiuni, sau ca benzi, alternînd cu cuarțul (fig. 3).

Mineralizația de sulfuri este dispersată în masa de calcit. În cantitate redusă, este prezent calcitul hidrotermal, venit foarte tîrziu și asociat cu cea de a II-a generație de cuarț.

Muscovitul și *sericitul* formează lepidoblaste

Fig. 2. Cuarțit calcaros N+36 X:
Calcitul este maclat polisintetic, recristalizat. Cuarțul cu conture îndințate, în parte sfărîmat.

izolate, dispuse după planul de șistuozitate. Cantitatea acestor minerale este suficientă pentru a imprima caracterul muscovitic și uneori sericitic cuarțitelor calcaroase (fig. 4).

Fig. 3. Alternația de benzi de cuarți și calcit N +
Mărirea 50 X:
q — cuarț; *c* — calcit.

Cloritul și *biotitul*, componenți destul de rar întîlniți, sînt asociați cu celelalte minerale lamelare. Cloritul apare ca lamele fine de 0,02—0,2 mm, constituind cuiburi în masa calcitului. Biotitul apare tot ca lamele fin asociate cu muscovitul.

Tremolitul este un component, întîlnit accidental. Nematoblastele de tremolit sînt, în toate cazurile, izolate.

Granatul apare ca granoblaste, întîlnite în foarte multe secţiuni, însă în proporţii reduse. Cristalele posedă conture geometrice perfecte, în general, slab birefringente, ceea ce este caracteristic granaţilor calcici.

Feldspatul, distenul şi *sfenul* sînt întîlnite în mod accidental, suficient însă, pentru a face numai menţionarea existenţei lor în şisturi.

După cum rezultă din lista de minerale, parageneza corespunde mesozonei.

Fig. 4. Galeria 10, metru 40. Cuarţit cu muscovit N+90 X. Cuarţul prezintă conture dinţate, extincţie ondulatorie. Din cauza presiunii parte din cristale sînt sfărîmate. Baritina este maclată polisintetic, de asemenea, din cauza presiunii. *b* — baritină maclată polisintetic; *q* — cuarţ; *m* — muscovit; *M* — minerale metalice.

Mineralizaţia şisturilor este formată din: pirită, blendă, puţină galenă, urme de calcopirită şi, foarte frecvent, baritină.

Pirita se prezintă, în general, ca grăunţi uşor rotunjiţi ce variază între 0,01—2 mm, ce sînt cimentaţi, corodaţi şi substituiţi parţial de blendă. Apare însă, şi ca grăunţi hipidiomorfi sau idiomorfi, liberi, răspîndiţi neomogen între grăunţii de cuarţ sau calcit. Uneori grăunţii de pirită cuprind incluziuni de blendă, cuarţ şi baritină.

Blenda apare, în general, ca plaje allotriomorfe, milimetrice, care includ grăunţi rotunjiţi de pirită şi mai rar ca grăunţi izolaţi de 0,04—0,7 mm, cu conture neregulate. Blenda are uneori incluziuni de galenă, cu care este strîns asosiată. Se observă înlocuiri metasomatice ale calcitului cu blenda.

Rareori, au fost observate incluziuni de blendă în pirită. Trebuie repetat că blenda este în strînsă asociaţie cu pirita, pe care o corodează, o cimentează şi substituie parţial.

Galena apare subordonat, rar sub formă de plaje ce ating 1 mm, cu conture allotriomorfe şi hipidiomorfe, mai frecvent cu conture neregulate de 0,01—0,2 mm, în strînsă asociaţie cu blenda şi accidental cu pirita (fig. 5).

Cîteodată, se observă structuri de substituţie în raport cu blenda.

Calcopirita este întîlnită cu totul întîmplător, ca grăunţi liberi, allotriomorfi, de 0,02 mm.

Baritina se prezintă sub formă de cristale granulare, maclate polisintetic, cu planul de maclă curbat, din cauza presiunilor (fig. 6). Dimensiunile cristalelor sînt cuprinse între 0,06—0,05 mm, mai rar 1—2 mm. De obicei, cristalele de baritină sînt aglomerate şi formează cuiburi milimetrice, răspîndite neomogen în masa rocii şi asociate cu cuarţul, calcitul şi minerale metalice.

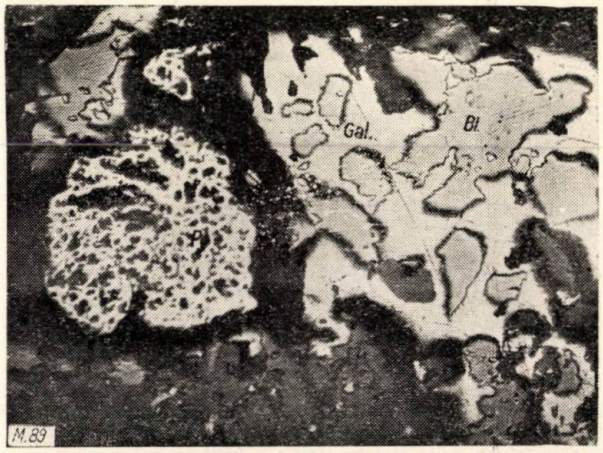


Fig. 5. Asociaţia blendă-galenă (secţiune lustruită, mărire 50 X):
Py — pirită; *Bl* — blendă; *Gal* — galenă *Negru* — ganga.

Mineralele hipergene sînt prezente în proporţii neglijabile: smithsonitul, format pe seama blendei; gipsul, rezultat din reacţia dintre calcit şi SO_4^{--} rezultat din oxidarea blendei.

Din analiza structurii şi distribuţia mineralizaţiei, în legătură cu structura şi constituţia geologică a rocilor din regiune, decurg anumite răs-

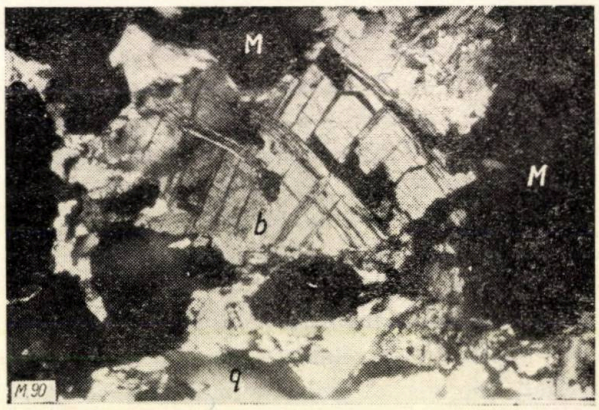


Fig. 6. Galeria 10, metri 40. Cristal de baritină maclat polisintetic, cu planele de maclă curbate, N+90 X:
b — baritină; *q* — cuarţ; *negru* — minerale metalice.

punsuri în ceea ce priveşte geneza zăcămîntului şi distribuţia mineralizaţiei.

În primul rînd, blenda din minereu formează plaje de umplutură, care corodează şi cimentează cristalele de pirită. Blenda substituie ganga

veche, formată din calcită și baritină, constatîndu-se pseudomorfoze de blendă după cristale de calcită, sau figuri nete de coroziune în baritină, umplute cu blendă. Această blendă nu ar fi putut să pună în loc, decît din soluțiuni fierbinți, după toate probabilitățile de natură hidrotermală. În tot cazul, Zn reprezintă o venire tîrzie, care nu are nimic de-a face cu sedimentele primare, din care au luat naștere calcarele și celelalte șisturi cristaline.

În parageneză simultană cu blenda, se constată cuarțul în cristale milimetrice, de mărimea cristalelor de calcită, pe care le-a substituit și în microlite mai mici de 0,1 mm, formînd cuiburi în zonele cu baritină sau pirită corodată.

Într-adevăr, cuarțul prezintă extincție ondulatorie, dar aceeași extincție ondulatorie o prezintă și baritina, dovedind astfel că cuarțul este cristalizat în timpul mișcărilor și presiunilor suferite de rocile din regiune.

Prezența baritinei în minereu este destul de clară, ea reprezentînd cristale perfect similare celor de calcit, răspîndite în mod neuniform, pe anumite benzi pe care apar : blenda, galena și pirita. Frecvența baritinei este mai bogată în zonele mai bogate în zinc și plumb și mult mai scăzută, pînă la dispariție, în zonele mai sărace.

Natura formării baritinei nu poate fi considerată sedimentogenă, deoarece ea apare ca substituție a cristalelor de calcită, deja formate, constatîndu-se relicte de calcită în baritină. Relația baritinei cu pirita nu este pînă în prezent pe deplin clarificată. Se pare că pirita este formată ulterior, ea corodînd baritina, iar în alte secțiuni, baritina pare că umple golurile dintre cristalele de pirită.

De asemenea, obținerea de concluzii cu privire la formarea piritei, întîmpină dificultăți, deoarece pirita este unul din primele minerale ale minereului. Cristale de pirită sînt concentrate în cuiburi de anumite suprafețe, cu aparențe de sistuozitate, iar către exterior, sînt mai rare, pînă în dreptul benzii următoare. Pirita nu pare să se fi format prin fenomene de reducere, condiționate de prezența vreunei substanțe ci mai degrabă, de prezența unei suprafețe de forfecare, coincizînd mai mult sau mai puțin cu o suprafață de stratificație. Aceste solicitări, care au persistat și mai tîrziu, au dat naștere la fenomene de cataclază, suferite chiar de cuiburile de cristale de pirită, de baritină, de calcită și chiar de cuarț.

Dacă privim însă, poziția benzilor de mineralizație față de contactele de stratificație dintre calcare și șisturile cuarțitice sericitoase, sau cuarțito — cloritoase, se constată, în mod clar, că rubanajul produs de benzile de mineralizație nu coincide cu stratificația, ci numai cu poziția planului de forfecare, față de care întreaga mineralizație reprezintă o structură oarecum paralelă.

Din punct de vedere mecanic, acest fapt se explică prin aceea că suprafața de forfecare se plasează cît mai aproape de poziția planului de sistuozitate, pentru motivul că el reprezintă minimum de rezistență.

Ca o consecință a acestui fenomen, constatăm că zona de mineralizație constitue o aureolă, uneori adiacentă la contactul calcarelor cu șisturile din culcuș, alteori la contactul cu șisturile din coperiș, iar altădată, păstrînd relicte de calcar la coperiș și culcuș.

Aureolele de mineralizare seamănă mult cu anumite aureole de mineralizare la zăcămintele de substituție metasomatică în calcare, cu observația că în acest caz, un rol important îl are aportul de SiO_2, care completează formarea benzii de pseudo-cuarțite mineralizate.

Problema poziției mineralizației față de metamorfismul din regiune, poate fi examinată sub două aspecte și anume : 1 — mineralizația hidrotermală reprezentînd cel puțin aportul minereului de zinc și plumb, să fi fost în legătură cu erupțiunile vulcanice, de la sfîrșitul formării masivului Rodnei, după cum rezultă din literatură, sau 2 — în legătură cu intruziunile din timpul ridicării masivului Rodnei.

Cristalinul din regiune pare să fie foare vechi, deoarece se leagă perfect de cel din zona Iacobeni care suportă transgresiunea Triasului inferior. Mișcări foarte importante au solicitat masivul Rodnei, cu ocazia Orogenezei Alpine probabil în mezocretacic, cu care ocazie au fost puse în loc bazine magmatice și a început diferențierea lor.

În continuare, în Neogen s-au ridicat apofizele și lacolitele din Valea Vinului — Cobășel.

Punerea în loc a mineralizației a avut loc desigur în perioada mișcărilor de exondare a masivului Rodnei, probabil în Oligocen — Tortonian.

Pe cînd mineralizația de la Cobășel prezintă, în numeroase puncte, caracterul de contact, cu formare de skarn granatifer, amintim prezența granaților răzleți și în mineralizația de la Valea Blaznei. Aceasta ne îndreptățește să o situăm la adîncime mare, sub nivelul extern și deci, la temperatură ridicată.

Concluzii

Din examinarea mineralizației de la Valea Blaznei, în legătură cu structura geologică rezultă că :

1. O parte importantă din minereu și anume fracțiunea cu Zn și Pb, prezintă dovezi sigure asupra originii hidrotermale, venirea fiind însoțită de gangă de cuarț ;

2. Punerea în loc a mineralizației s-a făcut la temperatură ridicată, de tipul condițiilor mesotermale ;

3 Mineralizația este legată de zone de forfecare, în linii mari, paralele cu șistuozitatea, însă fără a coincide perfect cu ea, mineralizația fiind plasată într-o zonă de ridicare, sub formă de dom.

4. Se consideră că nu este necesar, ca punerea în loc a piritei să fie atribuită unor condiții spe-

ciale în calcare, fapt ce nu concordă cu observațiile asupra structurii mineralizației sub formă de aureolă și nu coincide perfect cu poziția stratificației.

5. Cuarțitele care înglobează mineralizația au, cel puțin parțial, o origină de îmbogățire cu cuarț de aport hidrotermal și deci pot fi clasate ca pseudocuarțite.

Bibliografie

[1] Kräutner Th.: *Citeva date asupra geologiei Munților Rodnei și Bîrgăului cu o privire critică asupra literaturii geologice a acestei regiuni.* D. de S. ale Sed. Geol. Rom., XII, 1923—24, București, 1930.

[2] Kräutner Th.: *Masivul cristalin de la Rodna.* Anuarul Inst. Geologic Romîn, Vol. XIX.

[3] Schneiderhöhn H.: *Lehrbuch der Erzlagerstättenkunde,* Vol. I, Vol. II, Jena, 1941.

[4] Winchell A. N. și Winchell H.: *Elements of optical mineralogy,* New York, 1951.

[5] Vinchell A. N. și Vinchell H.: *Opticescaia Mineraloghia,* Moscova, 1953.

[6] St. Ghika-Budești: *Notă geologică despre explorări preliminare in Raionul Valea Blaznei — Valea Vinului,* 1951.

[7] Catilina R., Vlaicu Z. și Cercel V.: *Raport asupra lucrărilor de prospecțiune și explorare executate în perimetrul Valea Blaznei* — V. Vinului, 1953.

[8] Zaharia D. și Zaharia Laurenția: *Raport asupra lucrărilor de prospecțiune și explorare executate în perimetrul Valea Blaznei,* 1956.

Provincii și epoci metalogenetice în R.P.R.

Condidat în științe geologice. Ing. R. DIMITRESCU

Problema provinciilor minerale ale țării noastre a făcut obiectul unei tratări cuprinzătoare în 1930, într-o lucrare a profesorului V. Stanciu [17]. În cei treizeci de ani care s-au scurs de la apariția acestei lucrări, și mai ales în anii regimului democrat-popular, s-au acumulat date numeroase asupra zăcămintelor metalifere din R.P.R. care fac ca lucrarea citată să fie azi depășită din multe puncte de vedere.

Provinciile metalogenetice pot fi delimitate numai pornind de la cadrul larg geotectonic și geomagmatic ; considerații asupra legăturii dintre tectonică și magmatism în Carpații românești au fost făcute de noi într-o altă lucrare [3].

Priviri generale asupra zăcămintelor României au fost făcute în mai multe rînduri ; în ordinea tratării a fost însă adoptat pînă acum fie criteriul genetic (pe tipuri de zăcăminte), fie criteriul economic (după metalul extras din minereul principal), fie criteriul geografic. În cele ce urmează, ne propunem a schița metalogenia țării noastre în ordine geocronologică, și în legătură cu unitățile geologice ale țării. Vom încerca în acelaș timp să încadrăm în cursul expunerii zăcămintele noastre în ansamblul celor aparținînd orogenului carpato-balcanic, pentru a căpăta o viziune mai largă a lor.

Zăcămintele cele mai vechi, metamorfozate, ale țării noastre sînt legate de masivele cristaline care formează fundamentul ei : masivul Carpaților Orientali, al Carpaților Meridionali, al Munților Apuseni și zonele mai puțin întinse din Dobrogea. Stratigrafia șisturilor cristaline începe să fie descifrată în ultima vreme, datorită studiilor de detaliu întreprinse și în legătură cu ea, putem încerca să schițăm o succesiune a zăcămintelor metalifere.

După părerea noastră, cele mai vechi sînt mineralizațiile aurifere de la Valea lui Stan (Brezoi) : lentile de cuarț cu ceva sulfuri (pirită, calcopirită, mispickel), localizate în gnaisele oculare de Cozia, deci într-un Cristalin de tip meso-katazonal. Zăcăminte analoage se regăsesc, dincolo de hotarele țării noastre, abia în gnaisele munților Tauern din Austria, după cum a arătat St. Ghika [6]. Geneza tuturor acestor mineralizații, considerate ca hypotermale („filoane vechi aurifere", în terminologia clasică germană), este încă obscură. Filoane de cuarț aurifer se mai întîlnesc în Cristalin și la Gilău (M. Apuseni) și la Bozovici (Banat).

Următoarele zăcăminte, în ordinea vechimii lor, ar fi cele metamorfozate de mangan, care apar mai frecvent în șisturi mesometamorfice, dar și uneori în șisturi de tip epizonal (reg. Suceava,), atunci însă spre baza acestora din urmă. Sînt cunoscute asemenea zăcăminte de carbonați și silicați de mangan în Cristalinul getic al Delinești (M. Semenic) lîngă Baia Mare (M. Sebeș), la Răzoare (M. Preluca-Lăpușului), la Broșteni — Șarul Dornei — Iacobeni — Ciocănești (M. Bistriței, reg. Vatra Dornei) și la Sălciua (M. Gilău). Multe din aceste zăcăminte sînt asociate cu cuarțite negre, fie nemijlocit, fiind chiar localizate în ele (reg. Vatra Dornei), fie în apropierea lor. Pe de altă parte, frecvent dar nu totdeauna, în culcușul zăcămintelor se întîlnesc puternice lentile de roce bazice, transformate prin metamorfism în amfibolite (Delinești, Iacobeni etc.). Relațiile arătate duc la concluzia că zăcămintele de mangan pot fi încadrate

în grupa exhalativă (sedimentar — vulcanogenă), metamorfozată regional, cuarţitele negre putînd fi privite ca formaţiuni silicioase îndepărtate, după terminologia lui Şatski [13, 14, 15]. Zăcăminte analoage se întîlnesc în U.R.S.S., în prelungirea nordică a Cristalinului Carpaţilor Orientali.

Zăcăminte metamorfozate de minereu de fier se întîlnesc relativ rar în şisturi cristaline mezozonale : astfel sînt magnetitele de la Valea Fierului — Băuţari (Poiana Ruscă de sud), Toplet (Banat), Iacobeni şi Rusaia reg. Suceava, Palazul Mare (Dobrogea) frecvent asociate cu amfibolite. Cele mai importante zăcăminte de fier din ţara noastră, şi anume cele din zona mediană a Poienii Ruscă (Teliuc — Ghelar — Vadu Dobrii — Ruschiţa), precum şi cele din zona nordică a acesteia (Poieni — Bătrîna — Arănieş) şi cele din munţii Trascăului (Remetea), sînt localizate în şisturi epizonale. Concentraţiile de minereu de fier se prezintă în special sub forma de sideroze şi ankerite, asociate cu lentile de calcare cristaline, dar şi sub forma de hematite şi de magnentite, frecvent impregnate în şisturi cloritoase tufogene. După ultimele cercetări, (O. Mayer ş.a.) se pare că şi lentilele de carbonaţi de fier ar fi asociate sistematic cu asemenea şisturi cloritoase cu albit, de origine tufogenă bazică („complexul cu zăcăminte"), ceeace ne face a lua în considerare ipoteza unei origini sedimentar-vulcanogene şi pentru aceste zăcăminte de fier. Pe de altă parte, complexe de şisturi cloritoase cu albit îşi găsesc o largă dezvoltare şi în masivele cristaline ale Munţilor Apuseni (Biharia) şi Carpaţilor Meridionali (Locva, Leaota, Drăgoşanu) şi noi le-am interpretat drept produse ale magmatismului iniţial ofiolitic al orogenezei hercinice, metamorfozate regional.

Zăcăminte de pirite cuprifere, uneori însoţite de sulfuri de Pb şi Zn, îşi găsesc o largă răspîndire în Cristalinul epizonal al Carpaţilor Orientali, de-a lungul unei zone care începe din Maramureş (Burloaia), trece în reg. Suceava (Fundul Moldovei-Pojorîta şi Gemenea-Slătioarele), apoi în Moldova (Leşul Ursului) şi ajunge în regiunea Mureş Autonomă Maghiară la Bălan. Asociaţia de roci în care se găsesc localizate concordant lentile mineralizate este formată din ştisturi cloritoase, şisturi grafitoase şi porfiroide (reprezentînd lave şi tufuri acide metamorfozate). Dacă prezenţa constantă a acestor din urmă precum şi unele paragneze în care intervin şi galena şi blenda (Burloaia, Gemenea şi mai ales Leşul Ursului) ne face să ne gîndim la o origină hidrotermală, formele concordante de zăcămînt şi asocierea ocazională a acelorași mineralizaţii cu şisturile grafitoase tind mai degrabă a indica un caracter sedimentogen. O sinteză se poate face, aşa cum a încercat C. Gheorghiu [4] în sensul ipotezei unor depuneri sedimentare de sulfuri, ocazionate de exhalaţiunile submarine legate de efuziunile acide ; ajungem deci din nou la geneza sedimentară — vulcanogenă. Se poate deasemenea presupune, pentru unele zăcăminte ca la Gemenea de exemplu [9], o origină hidrotermală secundară. După părerea noastră, aceste manifestaţiuni aparţin şi ele vulcanismului geosinclinal iniţial, cu toată compoziţia acidă a porfiroidelor : acestea pot reprezenta în parte keratofire, a căror asociaţie cu ofiolitele e cunoscută în parte alte roce efusive şi tufuri acide (cu caracter riolitic şi dacitic), a căror prezenţă în magmatismul iniţial nu e exclusă, după cum se cunoaşte în multe părţi ale globului.

Zăcămîntul de sulfuri de la Schmöllnitz, situat în Cristalinul Gemeridelor din Slovacia ar putea fi considerat ca un echivalent al zăcămintelor discutate aci.

Un caracter iniţial net hidrotermal filonian îl prezintă zăcămîntul metamorfozat de plumb şi zinc de la Muncelul Mic (Poiana Ruscă de NE), legat tot de porfiroide.

Încă nerezolvată din punct de vedere genetic este problema apariţiilor cobaltifere de la Bădeni şi Valea lui Neguleţ, situate în Cristalinul de Leaota. În ultima vreme au fost semnalate în vecinătatea acestora, iviri de ankerite [5] ; această legătură eventuală ne face să ne gîndim la zăcămintele de cobalt de la Dobsina (Slovacia), legate de ankeritele Cristalinului Gemeridelor. Ankeritele din Carpaţii nordici sînt însă filoniene constituind prin ele însele minereuri de fier ; iviri analoage nu cunoaştem la noi în ţară.

Magmatismul bazic paleozoic de adîncime este reprezentat şi în ţara noastră prin masive de serpentine sau de peridotite care încep din Banatul de sud (Orşova-Iuţi şi altele, în munţii Almaşului), se întîlnesc apoi în Munţii Sebeşului şi ajung pînă în extremitatea estică a Carpaţilor Meridionali, la Poiana Mărului. Zăcămintele de cromite de origină lichid-magmatică, asociate cu serpentine de la Tisoviţa — Iuţi, nu reprezintă decît ultimele manifestaţiuni ale provinciei de serpentine cromifere balcano-anatolice (Jugoslavia, Bulgaria, Albania, Grecia, Turcia). În legătură cu aceleaşi roce apar la noi sporadic urme de Pt [18], la Orşova ; în mod constant însă, aceste serpentine şi peridotitele sînt slab nichelifere (Banat, M. Sebeş, Poiana Mărului), fără a atinge limita actuală de exploatabilitate.

Aparţinînd tot magmatismului bazic ofiolitic al orogenezei hercinice, apar filoane hipotermale cuprifere cu cobalt şi cu gangă de apatit din munţii Highişului ,legate de metabazalte şi metagabbrouri.

Plutonismul sinorogen hercinic, reprezentat în R.P.R. prin masivele granitice în Carpaţii Meridionali şi Munţii Apuseni, este steril din punct de vedere metalogenetic ; acelaşi lucru se poate spune despre vulcanismul subsecvent (porfirele cuarţifere permiene din Banat şi din

Munţii Apuseni). O excepţie de la această regulă o constituie însă Dobrogea, cu erupţiunile ei de porfire cuarţifere triasice superioare ; în legătură cu ele au fost puse în loc mineralizaţiile de sulfuri complexe şi baritină de la Somova, cele de fier de la Iulia şi cele cuprifere de la Altîn Tepe ; acestea din urmă, legate de porfirele de la Camena, par a se fi grefat pe o lentilă sedimentogenă de pirită şi magnetit intercalată în filite [12].

De lamprofirele zonelor Tulgheş şi Poiana Mărului se leagă slabe mineralizări de sulfuri polimetalice.

Cu aceasta am intrat în domeniul orogenezei alpine, ale cărei prime manifestări sînt formate din magmatismul iniţial ofiolitic (± porfiric), de vîrstă triasică — jurasică — cretacică inferioară. Principala zonă de răspîndire a acestuia se găseşte în munţii Drocea şi tot aici găsim şi mineralizaţii legate de magmatismul bazic.

Minereuri de mangan sedimentare, intercalate în jaspurile supradiabazice, se întîlnesc la Pîrneşti şi la Soimuş — Buceava [10] ; activitatea vulcanică submarină a condiţionat apariţia florei bacteriene manganogene, cu rol catalitic, determinînd concomitent depunerea jaspurilor şi a minereurilor. Iviri asemănătoare, cu aceeaşi poziţie geomagmatică, sînt cunoscute în Jugoslavia (Ceoljanovici ş.a.).

Cu totul alt caracter îl prezintă minereurile sărace de fier vanadifere de la Căzăneşti şi Ciungani : ele apar sub forma unor gabbrouri cu titano-magnetit, constituind un orizont diferenţiat al unei pînze intrusive [8].

Iviri de pirotină nicheliferă au fost întîlnite la Ciungani legate tot de complexul ofiolitic. În sfîrşit, numeroase mineralizaţii filoniene de pirite, uneori cuprifere, sînt întîlnite în munţii Drocea la Roşia Nouă, Căzăneşti, Almăşel, Pietriş, toate legate de rocele diabazice.

O mineralizaţie hidrotermală cupriferă asemănătoare, legată de complexul ofiolitic al Stratelor de Azuga, se întîlneşte în Pînza de Severin a podişului Mehedinţi la Baia de Aramă. În sfîrşit, trebuie să menţionăm existenţa serpentinelor slab nichelifere (Mehedinţi, Parîng, Perşani) sau slab cromifere (Breaza reg. Suceava) şi în complexul ofiolitic mesozoic.

Perioada de alteraţie continentală mesozoică se traduce, din punct de vedere metalogenetic, prin formarea unor zăcăminte reziduale în dolinele unor platouri calcaroase : zăcăminte feromanganoase în triasicul de la Vaşcău-Moneasa (M. Moma) şi zăcăminte de bauxite între Jurasicul şi Neocomianul Pădurii Craiului şi Bihorului (subordonat apar şi în reg. Haţegului) ; acestea îşi găsesc un analog în bauxitele, mult mai dezvoltate, din Mesozoicul Ungariei şi Jugoslaviei (Muntenegru) şi în depunerile lateritice bogate în Fe de la Vlasenica (Bosnia) sau Kremikovci (Bulgaria). Produse de redepunere ale bauxitelor jurasice-neocomiene se întîlnesc, în baza transgresiunii senoniene la Sohodol (reg. Cluj).

Vulcanismul andezitic senonian a fost considerat de Boncev ca făcînd parte încă din magmatismul iniţial ; noi îl considerăm însă drept subsecvent, el apărînd după cele două faze tectonice principale din Carpaţii Meridionali şi Munţi Apuseni, cea austriacă şi cea subhercinică. Acest vulcanism, este în general steril la noi în ţară, deşi în Serbia sînt legate de el cunoscutele zăcăminte cuprifere de la Bor şi Maidanpek, iar în Bulgaria zăcămîntul de la Panagjuriste. Nu acelaşi lucru se poate spune însă despre prima fază principală a magmatismului subsecvent alpin şi anume despre faza banatitică. Această fază a fost considerată uneori [de ex. de Cissarz, 2] drept plutonism sinorogen cu faza alpină laramică ; în Carpaţii romîneşti, faza tectonică laramică nu joacă însă decît un rol subordonat, astfel că noi presupunem că plutonismul sinorogen lipseşte de fapt.

În legătură cu rocele plutonice şi subvulcanice banatitice s-a format provincia metaliferă clasică a zăcămintelor de contact (pirometasomatice) din Banat, prelungindu-se spre N pînă în Bihor, iar spre S pînă în Serbia şi în Balcanii estici (Rosen Bair, Krumovo). Principalele tipuri de mineralizaţie sînt următoarele : zăcăminte de fier (Ocna de Fier — Banat, Lozna — P. Ruscă, Vaţa — Metaliferi), zăcăminte piritoase cuprifere (Dognecea — Oraviţa — Ciclova — Sasca — Moldova Nouă), zăcăminte de plumb şi zinc (Băiţa Bihorului, Dolea, Ruschiţa, Dognecea) şi iviri de molibden şi bismut (cu ceva W şi B, (C. Superceanu) [18]. În afară de mineralizaţiile legate de skarne, se întîlnesc şi tipuri filoniene hypotermale.

Faza neogenă a vulcanismului subsecvent alpin se întîlneşte la noi în ţară în două zone principale. Prima este zona Ouaş-Gutin-Tibleş-Bîrgău-Căliman-Gurghiu-Hărghita, legată de Carpaţii Orientali ; ea se prelungeşte spre NW în munţi Vihorlat (Ucraina Transcarpatică) şi în Slovacia. A doua zonă este cea a munţilor Metaliferi ; poziţia acesteia este oarecum analoagă cu cea a vulcanitelor neogene din zona centrală Morava-Vardar a Serbiei şi Macedoniei.

Zăcăminte hidrotermale legate de acest vulcanism iau o dezvoltare clasică în regiunea Maramureş (M. Gutîi) şi în regiunea munţilor Metaliferi. Urmînd clasificarea lui H. Schneiderhöhn [16], se pot deosebi următoarele „formaţiuni" :

1. *Formaţia auro-argentiferă.* Zăcămintele epitermale din seria subvulcanică aparţinînd acestei formaţiuni se repartizează la două tipuri : a) în tipul Transilvania (Au şi Ag, fără telururi) intră zăcămintele din patrulaterul aurifer al munţilor Metaliferi (Brad, Băiţa, Zlatna, Bucium şi Roşia Montană) şi unele din reg. Maramureş (Săsar, Valea Roşie şi Dealul Crucii) ;

b) în tipul Cripple Creak (Au şi Ag cu telururi) intră zăcămintele de la Săcărîmb şi Baia de Arieş (M. Metaliferi).

2. *Formaţiunea plumbo-zinciferă.* Zăcămintele meso-epitermale din seria subvulcanică aparţinînd acestei formaţiuni (tip. Pulacayo) sînt cele din regiunea Baia Mare (Ilba, Nistru, Băiţa, Herja,) Baia Sprie, Capnic, Băiuţ şi Văratic). În aceaşi formaţiune intră zăcămîntul de înlocuire de la Baia de Arieş, zăcămîntul de la Troiţa (M. Metaliferi), precum şi zăcămintele de la Ţibleş, Baia Borşa-Toroiaga şi Rodna veche, din sectorul de la E de reg. Maramureş. Toate conţin în plus atît Cu, cît şi Au şi Ag ; la Baia Sprie se constată apariţia în adîncime a wolframitului şi scheelitului [19].

Zăcămintele menţionate se încadrează în provincia metalogenetică legată de vulcanitele neogene ale ramurii carpato-balcanice a orogenului alpin, care pleacă din Slovacia (Kremnica, Banska Stiavnica) şi ajunge în Serbia (Trepca-Stari Trg, Kopaonik, etc.) în Bulgaria, (Madan, Bojevo, Belica, etc. din masivul Rodopilor) şi în Grecia.

3. *Formaţiunea cupriferă.* Zăcăminte meso-epitermale din seria subvulcanică sînt cele de tip Majdanpek întîlnite în munţii Metaliferi la Bucium-Izbita, Muşca şi Deva ; în primele două îşi face apariţia enargitul, iar în cel de-al treilea, molibdenitul [20].

4. *Formaţiunea stibio-cinabriferă* este reprezentată doar prin zăcămintele de mercur (subtip Amiata) de la Valea Dosului (M. Metaliferi), (stibina se întîlneşte în cantităţi ceva mai mari doar ocazional, în zăcămintele plumbo-zincifere la Herja, Baia Sprie şi la Băiuţ) verigă intermediară între zăcămintele de cinabru din Slovacia şi cele din Serbia (Avala) ; ocurenţe minore se întîlnesc în M. Hărghita.

5. La acestea s-ar mai putea adăuga *formaţiunea sideritică* de substituţie hidrotermală în sedimente tinere (Lueta).

Faza finală a vulcanismului bazaltic piocen este, ca deobicei, sterilă din punct de vedere metalogenetic.

Abordînd acum problema răspîndirii spaţiale a produselor diferitelor epoci metalogenetice, adică problema propriu zisă a provinciilor minerale (pe care am putea să o formulăm şi ca o „raionare" metalogenetică), vom constata că ea este destul de greu de rezolvat, deoarece există numeroase întrepătrunderi ; dificultatea definirii spaţiale a unei provincii creşte cu cît ne îndepărtăm în trecutul geologic. Începînd deci de la manifestaţiile cele mai noi, vom putea delimita următoarele provincii :

1. Provincia metalogenetică a vulcanismului neogen (Au, Ag, Pb, Zn, Cu,±Hg şi Fe) se întinde ca un lanţ continuu la interiorul arcului carpatic, între M. Ouaşului şi M. Hărghita şi ca o insulă izolată în munţii Metaliferi ; legătura dintre cele două zone se face probabil prin interiorul bazinului Transilvaniei, unde cercetările geofizice au pus în evidenţă o anomalie gravimetrică şi magnetică, interpretată ca fiind datorată unui corp eruptiv în adîncime.

2. Provincia metalogenetică hipoabisică a banatitelor (Fe, Pb, Zn, Cu, Mo, ± W şi Bi) se întinde de-a lungul unei zone de fracturi orientată N-NE—S-SV. care merge din M. Vlădeasa şi Gilău, prin Bihor şi Drocea, pînă în Banatul de sud.

3. Provincia metalogenetică a ofiolitelor (Mn, Fe, Cu, ± Ni) se întinde pe o zonă la exteriorul arcului carpatic, din Banatul de SE şi podişul Mehedinţi, prin M. Perşani şi zona de curbură, pînă în reg. Suceava de-a lungul zonei interne a Flişului şi marginii exterioare a zonei cristalino-mesozoice, precum şi în zona axială a munţilor Mureşului (Drocea-Metaliferi-Trascău).

4. Provincia metalogenetică mesozoică a depozitelor reziduale karstice (Fe-Mn, Al), are o răspîndire limitată aproape numai la partea nord-vestică a munţilor Apuseni (Păd. Craiului-Bihor-Moma).

5. În ceea ce priveşte fundamentul cristalin, datorită sudării diferitelor sale compartimente în cursul orogenezei hercinice, sînt greu de deosebit spaţial mai multe unităţi ; el ar putea fi atribuit azi unei singure provincii metalogenetice comprehensive, cu atît mai mult cu cît unele zăcăminte, cum ar fi cele de Mn de exemplu, au o răspîndire largă în multe masive cristaline. Am putea distinge cel mult unele subprovincii, cum ar fi cea a ivirilor piritoase de sulfuri (Cu ± Pb şi Zn) care caracterizează Cristalinul Carpaţilor Orientali.

Cunoaşterea provinciilor metalogenetice are o importanţă esenţială din punct de vedere practic, deoarece ea ne indică principala metodă de prognoză ducînd la identificarea a noi zăcăminte metalifere. Acest studiu ne ajută în acelaş timp la încadrarea zăcămintelor în mediul lor de formare, existînd tendinţa neştiinţifică de a le considera rupte de formaţiunile geologice înconjurătoare sau legate de scheme genetice abstracte.

Bibliografie

[1] Brana V.: *Zăcămintele metalifere ale subsolului romînesc.* Ed. Ştiinţifică, Bucureşti 1958.

[2] Cissarz A., *Zăcămintele Iugoslaviei.* Trad. limba rusă, Moscova, 1958.

[3] Dimitrescu R.: *Magmatism, tectonică şi metalogeneză în Carpaţii Romîneşti,* Rev. Minelor nr. 3, Bucureşti, 1959.

[4] Gheorghiu C.: *Consideraţii asupra genezei unor acumulări de sulfuri metalice în şisturile cristaline din R.P.R.* Analele Univ. „C. I. Parhon" Ser. Şt. Nat., nr. 19, Bucureşti 1958.

[5] Gherasi N.: *Cercetări geologice în partea de V. a Masivului cristalin al Leaotei.* Comit. Geol., D. d. S. vol. XI (1952—53), Bucureşti 1956.

[6] Ghika-Budeşti Şt.: *Considerations géologiques et pétrographiques sur la mine d'or de Valea lui Stan.* Inst. Geol. Roum., C.R.d.S. t. XXII. (1933—34), Bucureşti 1934.

[7] Giuşcă D.: *Observaţii asupra mineralizaţiilor cuprifere din masivul Highiş* (reg. Arad). Analele Univ. „C. I. Parhon", Ser. Şt. Nat. nr. 16 Bucureşti 1957.
[8] Giuşcă D. şi Cioflică Gr.: *Structura pînzei intrusive de la Căzăneşti-Ciungani.* Analele Univ. „C. I. Parhon", Ser. Şt. Nat., nr. 12 şi 13, Bucureşti 1956 şi 1957.
[9] Ianovici V., Giuşcă D., Stiopol V., Minzăraru L.: *Studiul fiziografic al zăcămîntului de sulfuri polimetalice de la Gemenea.* Analele Univ. „C. I. Parhon", Ser. Şt. Nat., nr. 16, Bucureşti 1957.
[10] Papiu C. V.: *Asupra genezei jaspurilor şi minereurilor de mangan din masivul Drocea* (Munţii Apuseni). Acad. R.P.R., Secţ. Biol.-Agr.-Geol.-Geogr., Bulet. Ştiinţ., T. III, nr. 1, Bucureşti 1951.
[11] Petrascheck W. E.: *Gebirgsbildung, Vulkanismus und Metallogenese in den Balkaniden und Südkarpathen.* Fortschr. d. Geol. Bd. XIV, N. 47, Berlin 1942.
[12] Petrulian N.: *Zăcăminte de minerale utile.* Manualul Ing. de Mine, vol. I, Bucureşti 1951.
[13] Savul M. şi Ianovici V.: *Chimismul şi originea rocilor cu mangan din Cristalinul Bistriţei.* Acad. R.P.R., Bul. Şt. Geol.-Geogr., T. II, nr. 1, Bucureşti 1957.
[14] Savul M. şi Ianovici V.: *Chimismul rocilor cu mangan din Carpaţii Orientali şi Meridionali din* R.P.R., Acad. R.P.R., Stud. Cerc. de Geologie, T. III, nr. 1—2, Bucureşti 1958.
[15] Şatski N. S.: *Formaţiunile manganifere şi metalogenia manganului.* Analele Rom.-Sov., Geol.-Geogr., nr. 1 (22) Bucureşti 1955.
[16] Schneiderhöhn H.: *Erzlagerstätten.* Jena 1955.
[17] Stanciu V.: *Provinciile minerale ale Romîniei.* Rev. Muz. Geol.-Min. Cluj 1956.
[18] Superceanu C.: *Noi apariţiuni de scheelit în zăcămintele de contact din provincia geochimică a banatitelor.* Rev. Minelor nr. 4, 5 şi 6, Bucureşti 1956.
[19] Superceanu C.: *Contribuţiuni la paragenezele scheelitului şi wolframitului din zăcămîntul de minereuri complexe de la Baia Sprie.* Rev. Minelor nr. 9, Bucureşti 1957.
[20] Superceanu C.: *Studiu calcografic asupra mineralizaţiei cuprifere de la Deva-Transilvania.* Rev. Minelor nr. 3, Bucureşti 1958.

Cîteva probleme actuale ale aplicării mecanizării la minele din bazinul Baia Mare

Ing. Al. CORPADE şi ing. G. F. POPESCU

În industria extractivă, problema mecanizării muncilor grele şi de mare volum se pune oarecum diferit faţă de alte ramuri industriale, datorită specificului de desfăşurare a procesului tehnologic minier. Aceasta se poate înţelege şi mai bine dacă se au în vedere particularităţile structurale ale preţului de cost în minerit, în care elementul salarii reprezintă o pondere de aproximativ 50%. Pentru a se acţiona spre reducerea cheltuielilor de producţie, trebuie aşa dar să se acţioneze în primul rînd în direcţia creşterii productivităţii muncii — directivă centrală care se desprinde din toate documentele de Partid. Or, cel mai eficace mijloc pentru atingerea acestui obiectiv îl constituie mecanizarea.

În anii regimului nostru de democraţie populară şi în deosebi în ultimii ani, s-au făcut progrese considerabile în minerit în privinţa creşterii gradului de mecanizare al exploatărilor miniere, care au fost înzestrate cu numeroase utilaje specifice şi de înaltă tehnicitate, produse în ţara noastră sau primite pe linia ajutorului economic reciproc din partea Uniunii Sovietice şi a ţărilor prietene.

În cele ce urmează vom prezenta unele aspecte ale problemei mecanizării, referindu-ne la situaţia minelor din bazinul minier Baia Mare. Vom distinge, pentru consideraţii de expunere, cele două sectoare structurale ale activităţii miniere: sectorul extractiv al minereurilor, a cărui tehnologie se desfăşoară în subteran, şi sectorul de preparare a minereurilor, ale cărui procese are loc la suprafaţă, în apropierea punctelor de extracţie din mină.

În procesul de producţie subteran

În privinţa tehnologiei de săpare, munca de perforare a găurilor este astăzi mecanizată în întregime la toate minele bazinului, folosindu-se ciocanele perforatoare pneumatice de tip greu (27—30 kg) şi semigreu (22—23 kg), renunţîndu-se pe baza experienţei — la perforatoarele mai uşoare. În ultimii ani, pentru consideraţii de ordin tehnic şi organizatoric, s-a procedat la unificarea tipurilor aflate în uz, pe grupe de mine, după duritatea rocilor din zăcămintele respective. Problemele principale care se pun în legătură cu perforatoarele, constau actualmente: pe de o parte în perfecţionarea fabricaţiei în R.P.R. a ciocanelor de tipul CP-23 care nu dau suficientă satisfacţie în exploatare, iar pe de altă parte, în experimentarea şi adoptarea unor tipuri de perforatoare moderne, cu parametrii constructivi îmbunătăţiţi.

Prin aceasta se poate obţine o creştere a randamentelor de perforare, pe care o evaluăm în medie la aproximativ 40%.

Remarcăm apoi că în prezent în bazinul Baia Mare, spre deosebire de alte bazine miniere din ţară, este rezolvată în proporţie de 100% susţinerea mecano-pneumatică a perforatoarelor prin su-

porți telescopici simpli sau dubli, eliminîndu-se efortul greu de susținere pe brațe și îndepărtîndu-se totodată efectele nocive ale recului. Suporții pneumatici contribuie în mod apreciabil și la creșterea productivității de perforare, întrucît prin alegerea înclinării corespunzătoare, una din forțele componente mărește apăsarea tăișului pe fundul găurii.

La perforarea găurilor se folosesc pe scară largă, mai ales începînd cu anul 1959, sfredelele monobloc avînd tăișurile armate cu plăcuțe din aliaje metalo-ceramice, cu procentul de Co cuprins între 11—15%. Tehnologia armării sfredelelor a fost pusă la punct nu numai la Atelierul Central, respectiv Uzina de utilaj minier, dar și la majoritatea atelierelor minelor, încît în 1959 de exemplu, peste 500 mii metri de găuri s-au perforat cu astfel de sfredele, armate cu pobedit sau alte aliaje echivalente, procurate din U.R.S.S. și alte țări prietene (R.P.D. Coreeană, R.D.G., R.S.C.). Avînd în vedere rezultatele net pozitive tehnice, economice și organizatorice, evidențiate prin studiile speciale întreprinse pe linie de ASIT și reflectate totodată în mod clar în prețul de cost, se pune problema actualmente să se treacă în mod treptat pe mine, la generalizarea perforării cu astfel de sfredele armate.

Experimentarea cu bune rezultate în ultimele luni a sondezelor sovietice subterane de tipul BA-100-M deschide noi perspective în privința măririi ritmului de înaintare al lucrărilor miniere, în deosebi la săparea suitorilor. Aceasta este important, mai ales în cazul minelor mari cu aeraj complicat (Baia Sprie-Capnic și, într-o oarecare măsură, chiar Herja). Mașina realizează găuri cu diametre de 100—150 mm (adică de 3—4 ori mai mare decît al sfredelelor obișnuite), pe adîncimi de 50 m și este prevăzută cu 2 motoare, unul electric pentru obținerea rotației și altul pneumatic pentru realizarea efectului de percuție. Viteza de avans este de 4—7 ori mai mare decît cea realizabilă în rocă de aceeași duritate cu mijloacele obișnuite.

În privința burării găurilor după încărcarea acestora cu cartușele de explozivi, amintim că operația aceasta continuă să se facă încă manual la majoritatea fronturilor de lucru, folosindu-se mici cartușe de argilă (lut). Un pas înainte pe linia mecanizării acestei operații l-a constituit experimentarea în anii 1958—1959 și punerea la punct a aparatului de burare pneumatică. Materialul de buraj folosit în acest scop este nisipul sau chiar detritusul de rocă, suflat în gaură cu ajutorul aerului comprimat la 5—5,5 at. Procedeul conduce la economii însemnate de explozivi (15—32%) și la mărirea coeficientului de rupere al găurilor (de la 0,70 la 0,95 și chiar 1,0).

Aprinderea încărcăturii de explozivi a găurilor se realiza pînă anii trecuți, cu ajutorul fitilelor Bickford. În ultimii ani s-au extins — și în prezent este generalizată — aprinderea pe cale electrică, curentul electric obținîndu-se de la explozoare speciale de tip minier, care asigură o tensiune de 500 V și o intensitate suficientă pentru inițierea unui grup de 50—100 amorse. În unele cazuri particulare avînd condițiile necesare, se realizează aprinderea amorselor cu curent de la rețeaua electrică normală a sectorului, cu respectarea prescripțiilor stabilite de NTS. Aprinderea electrică mărește considerabil gradul de securitate al lucrătorilor, pe lîngă că micșorează mult cazurile de rateuri la fronturile cu infiltrații de apă.

Privitor la operațiile de încărcare a rocii rezultate din explodarea găurilor, față de specificul lucrărilor miniere, vom deosebi o problemă a încărcării mecanice în galerii și o problemă a încărcării mecanice în abataje.

În general, în cazul minelor metalifere de minereuri neferoase, încărcarea materialului rezultat din excavare constituie o muncă fizică foarte grea.

Potrivit condițiilor în care se necesită efectuarea încărcării materialului în minele metalifere, mașinile încărcătoare utilizate la înaintările de galerii sînt de tipul mașinilor prevăzute cu lingură mecanică, importate din U.R.S.S. (tipul PML-5) sau fabricare în țară la uzinele Unio-Satu Mare.

Față de gradul de folosire al parcului existent la minele noastre, indicele de mecanizare la aceste lucrări este încă scăzut (în medie sub 25%) cauzele fiind de natură organizatorică și tehnică. Între acestea, ocupă un rol important gabaritul necorespunzător al mașinii în raport cu profilele galeriilor tipizate în prezent. O serie de cercetări sistematice întreprinse prin Sectorul de Cercetări Miniere al trustului, au scos în evidență posibilitățile îmbunătățirilor constructive ce pot fi aduse mașinilor de încărcat, în scopul îmbunătățirii parametrilor funcționali ai acestora. Pe baza experimentării cu bune rezultate la Mina Baia Sprie a unui tip modificat de mașina de încărcat se pune problema de a se realiza într-o primă etapă aceleași modificări întregului parc existent la minele trustului, iar pentru o a doua etapă se pune problema de a se reproiecta mașina, dotînd-o cu motoare pneumatice mai puternice, corespunzătoare greutății volumetrice a minereului. Este de asemenea actuală problema restudierii profilelor tipizate, folosite în prezent în minele de minereuri, în sensul că trebuie majorate, nu numai pentru a permite înscrierea în gabarit a mașinilor de încărcat, dar și pentru alte considerații de ordin tehnologic.

Apreciem de asemenea ca prezentînd interes pentru minele din bazinul Baia Mare rezultatele satisfăcătoare obținute în Valea Jiului prin folosirea la înaintări a încărcătoarelor mecanice cu bandă de cauciuc al căror scop este reducerea efortului fizic al muncitorului, prin micșorarea înălțimii de lopătare.

În ce privește abatajul, o formă din ce în ce mai extinsă în bazinul nostru pentru ușurarea sau evitarea efortului muncitorilor la încărcarea și transportul minereului și rambleului, constă în utilizarea forței gravitaționale. Metodele de exploatare bazate pe transportul gravitațional în abataje s-au extins în proporție de peste 30% la minele de minereuri neferoase și în proporție de aproape

100% la cele de minereuri aurifere. Este prevăzută exclusiv aplicarea acestor metode la panourile cu condiții de zăcămînt corespunzătoare și s-au studiat variante și soluții tehnice chiar pentru situații de zăcămînt mai dificile.

În cazul abatajelor la care se aplică metoda clasică de exploatare cu fișii orizontale și cu rambleiere, s-a trecut la mecanizarea încărcării și transportului cu ajutorul instalațiilor de screpere. Prin folosirea acestora, gradul de mecanizare a încărcării în abataj a crescut pînă la 32%.

Screperele de 7—20 kW de fabricație „Unio" Satu Mare, Atelierul Central-Baia Mare, sau importate din U.R.S.S., au fost utilizate cu foarte bune rezultate, mai ales la minele Baia Sprie și Capnic — la faza de rambleiere, pe lungimi de 20—70 m (cu zona optimă cuprinsă pînă la 30—35 m), mărind considerabil productivitatea și micșorînd durata de inactivitate a panoului. În schimb la faza de încărcare și transport a minereului, rezultatele nu au dat suficientă satisfacție, datorită unor situații specifice (granulație mare a minereului, greutatea volumetrică mare, diluarea minereului cu steril din vatra de rambleu a abatajului etc.) astfel că problema continuă să rămînă încă deschisă.

O dificultate care s-a ivit în privința extinderii instalațiilor de screpere este legată de stadiul electrificării minelor noastre. După cum se știe, în minele de minereuri energia pneumatică are o largă utilizare în raport cu cea electrică, cu toate dezavantajele sale tehnico-economice. Întrucît pînă în prezent nu sînt cunoscute ciocane-perforatoare electrice pentru rocile foarte dure, care să fi depășit faza încercărilor de laborator, în minele din bazinul Baia Mare (ca și în toate minele metalifere) rețeaua de aer comprimat este foarte extinsă, în timp ce rețeaua electrică este condusă de regulă pe un traseu mult mai restrîns, și anume, numai pînă la puțul de extracție, la stația de pompe sau la stația de compresoare, pe lîngă care sînt amplasate și stațiile de transformare. Apare deci ca necesară împingerea energiei electrice în paralel cu cea pneumatică pînă la abataje.

Un sector important al activității de producție subterane îl constituie sectorul de transport, căruia îi revine sarcina extragerii la zi a minereului. Ca și în alte bazine miniere, specificul lucrărilor și condițiile miniere existente la exploatările din Regiunea Baia Mare impun ca în subteran să se execute un mare volum de transporturi, cu ajutorul unor utilaje și instalații în general destul de complexe.

Transportul minereului pe galerii se efectuează la minele din regiunea Baia Mare în vagoanete de diferite capacități (0,4 m^3, 0,6 m^3, 0,75 m^3, 0,8 m^3, 1,0 m^3) și de diferite tipuri constructive, cu lada fixă sau basculantă. Unificarea tipurilor de vagonete pe exploatări se impune — și pe această linie s-au obținut deja unele rezultate. De asemenea este o problemă actuală majorarea capacității vagonetelor. Trecerea de la vagonetele de 0,6 m^3 la vagonetele de 0,8 m^3 (pe baza unui tip de vagonet specific bazinului nostru aprobat recent de organele centrale de standardizare), va aduce de pildă la minele Capnic și Baia Sprie, numai prin aceasta, un spor de peste 30% al capacității de transport, ceea ce nu este de loc neglijabil. Între preocupările actuale stă și studierea trecerii chiar la vagonete cu capacitatea de peste 1,0 m^3 la minele cu producția majorată.

Vagonetele sînt tractate pe galeriile principale cu ajutorul locomotivelor cu combustie internă (fie importante din R.S.C. și R.D.G. fie fabricate în țară la uzinele „23 August"-București) nivelul de mecanizare atingînd în ultimii ani indicele de 100%. În schimb, transporturile pe traseele secundare din subteran au început să fie mecanizate relativ mai recent, începînd cu anii 1958—1960 s-au introdus în acest scop în minele Baia Sprie și Capnic locomotive electrice cu acumulatoare de 4 t de fabricație Electroputere-Craiova (tipul LAM-4), care au dat satisfacție deplină în exploatare, contribuind la creșterea productivității prin eliminarea unui volum important de manoperă, devenită disponibilă pentru alte activități de producție din subteran. Pe această bază s-a prevăzut extinderea locomotivelor cu acumlatoare și la alte mine din bazin, în primul rînd la Herja și Baia Borșa.

Transportul pe verticală se realizează prin puțuri amenajate cu instalații de extracție avînd mașini cu tamburi cilindrici, cărora li s-au adus pe parcurs unele modernizări și îmbunătățiri constructive. În legătură cu transportul prin puțuri, se pune problema studierii și realizării în viitorul apropiat la minele Baia Sprie și Capnic a mecanizării circuitelor la puțuri, pentru considerentul sporirii capacității de extracție a puțului și mărirea productivității muncii.

În procesul de preparare a minereurilor

Referindu-se la domeniul operațiilor ce au loc în cîmpul de activitate al tehnicii de preparare a minereurilor, avem de observat, pe de o parte că volumul substanțelor minerale utile ce trebuie prelucrate reprezintă mase mari de ordinul sutelor de tone pe zi, iar pe de altă parte că operațiile la care trebuie supuse aceste importante cantități de materiale sînt aproape în întregime mecanizate, cu reclamarea unui consum mare de energie (de pildă : operațiile de sfărîmare și măcinare a minereurilor tari, operațiile de transport continuu al unor cantități importante de substanțe etc.).

Totodată, observăm că în tehnica preparării minereurilor se mai întîlnesc o serie de operații care, deși necesită energie puțină, trebuie totuși efectuate în mod continuu la intervale de timp regulate, și a căror executare mecanizată ar implica nu numai condiții mai bune, dar asigură și o ușurare a muncii fizice.

În domeniul preparării mecanice a minereurilor la instalațiile din bazinul Baia Mare, avem de amintit în primul rînd o serie de îmbunătățiri constructive și funcționale aduse utilajelor. Astfel, celulele de tipul Jaszberenyi, concepute să funcționeze cu

agitare mecanică și subaerație au fost transformate în celule cu autoaerație, obținîndu-se prin aceasta o creștere a indicilor de extracție și o mărire a capacității de prelucrare. La flotațiile Capnic, Baia Borșa etc. s-a acționat pe linia măririi numărului de turații al rotoarelor celulelor de la 280 la 330, 350 și chiar 380 rot/min. Intensificarea agitării tulburelii a avut efecte pozitive asupra creșterii indicilor de extracție în greutate și extracție economică de metal. Împreună cu o serie de alte măsuri, aplicate în secțiile de antezdrobire și agregatelor de măcinare, toate acestea au contribuit la creșterea capacității de separare pe unitatea de volum celular cu mult peste valorile indicate de literatura de specialitate, iar în ansamblu indicele de utilizare intensivă al instalației a crescut cu 7% față de anul anterior.

O serie de modernizări ale instalațiilor de preparare au fost efectuate în ultimul timp, între care se menționează cele de la exploatarea minieră Herja (1957) exploatarea minieră Băiuț (1959) și exploatarea minieră Borșa (1960) ; în prezent sînt în curs de modernizare și amplificare liniile I și II de la Flotația Baia Sprie — una din primele instalații care s-au construit în regiunea Baia Mare cu mai bine de 3 decenii în urmă.

Între operațiile auxiliare care au făcut obiectul mecanizărilor, citățm mecanizarea pregătirii și dozării laptelui de var printr-o instalație adecvată (măsură aplicată inițial la flotația Baia Sprie și extinsă apoi și la alte instalații) mecanizarea transportului concentratului de pirită colectat pe bandă direct de la filtrare (măsură aplicată la flotația Baia Borșa) etc. Pentru simplificarea operațiilor și ușurarea muncilor fizice cu ocazia reparațiilor, sînt realizate la multe din instalații, grinzi rulante sau dispozitive de ridicat piese și subansamble grele. Una din inițiativele recente, lansate de colectivul de preparatori de la flotația exploatării miniere Baia Sprie, de a se scurta durata reparațiilor generale periodice de la 48 ore la 24 ore și de a se efectua totodată reparații de bună calitate, mărindu-se prin aceasta ciclul de funcționare dintre două reparații generale consecutive de la 30 la 45 zile — se bazează între altele, pe utilizarea subansamblelor de schimb pregătite cu anticipație.

Problemele care se pun în privința extinderii gradului de mecanizare în domeniul instalațiilor de preparare, atît pentru cele existente cît și pentru cele proiectate, — între care viitoarea flotație centrală de la Baia Mare sînt concretizate în recomandările consfătuirii secției de preparare a minereurilor neferoase a Comisiei Permanente CAER pentru metalurgia neferoasă în problema mecanizării proceselor de preparare ținută la Leningrad în septembrie 1959, din care reținem :

— reconstruirea și modernizarea subansamblelor tehnologice și a utilajului în scopul adaptării lor la funcționarea într-un flux tehnologic continuu ;

— elaborarea și introducerea în uzine a utilajelor de construcție nouă, cu mare productivitate, adaptate la sarcinile mecanizării complexe în scopul reducerii numărului agregatelor care lucrează în paralel ;

— introducerea de căptușeli de diferite tipuri care să ridice rezistența la uzură a utilajului ;

— mecanizarea lucrărilor auxiliare și de reparații.

Considerînd dezvoltarea mecanizării pe ansamblul lucrărilor de extracție și preparare a minereurilor neferoase în bazinul Baia Mare, se poate aprecia că gradul de mecanizare este în anul 1960 cu circa 2,5 ori mai mare decît în anul 1948 și de peste 6 ori mai mare decît în anul 1938.

Este semnificativ faptul că aproape întreaga gamă a tipurilor de utilaje utilizate atît în subteran cît și în uzinele de preparare au fost introduse în întregime în profilul uzinelor noastre constructoare de mașini și se fabrică în serie.

În ce privește eficiența tehnico-economică a introducerii și extinderii mecanizării, menționăm că dintr-un studiu recent întocmit de Secția Mine ASIT Baia Mare* a rezultat că prin extinderea mecanizării și îmbunătățirii utilizării extensive și intensive a utilajului și instalațiilor, se poate ajunge la o creștere a productivității muncii în subteran de minim 15%, la instalațiile de preparare mecanică de 11%, iar la operațiile de încărcări și descărcări în depozitele de produse și materiale de la suprafață de aproximativ 3 ori, ceea ce revine în total pe trustul minier la o creștere a productivității muncii de cel puțin 15%. În aceasta constă, în primul rînd însemnătatea mecanizării în situația actuală a minelor noastre.

Eficiența economică a mecanizării se mai exprimă și prin economiile pe care le generează în raport cu volumul total al cheltuielilor. Calculele efectuate ne-au arătat drept consecință a extinderii mecanizări, posibilitatea reducerii cu 3,1% a prețului de cost la producția comparabilă (pe tona de minereu), reprezentînd o economie de ordinul a cîteva milioane lei, care se răsfrînge corespunzător și asupra întregii producții de marfă (pe metale).

Prin mecanizare se obține, mai ales, reducerea efortului fizic al muncitorilor, ceea ce prin însăși acest fapt conduce la o ameliorare considerabilă a indicilor tehnico-economici ai minelor noastre.

Ridicarea nivelului general de mecanizare al exploatărilor miniere, aplicarea pe cît posibil a mecanizărilor complexe și eliminarea disproporțiilor ce există între nivelul de mecanizare al diferitelor faze ale procesului de producție (de pildă : la înaintări, perforarea este mecanizată în proporție de 100% iar încărcarea numai în proporție de circa 25%) paralel cu anumite măsuri organizatorice adecvate, vor contribui la obținerea unor noi succese pe linia creșterii continue a producției și productivității — și prin aceasta, la traducerea în fapt a sarcinilor trasate prin importantele documente ale Partidului și Guvernului și prin prevederile planului de perspectivă.

---

* Revista Minelor, nr. 7 (iulie) 1960.

Aplicarea metodelor moderne în lupta cu focurile în minele din Valea Jiului

Ing. R. BĂLTĂREȚU, ing. I. TOMUȘ, ing. C. MUNTEANU și tehn. C. SPĂTARU

În ritmul creșterii continue a producției de cărbune, în condițiile exploatării raționale, problema prevenirii, combaterii și lichidării focurilor de mină pe baza metodelor adecvate prezintă o importanță din ce în ce mai mare.

În acest scop, Stația de Cercetări pentru Securitatea Minieră SCSM efectuează cercetări începînd încă din anul 1955.

I. În cadrul acțiunilor de *prevenire a focurilor de mină* cercetările au fost conduse pe linia detectării fenomenelor predecesoare autoaprinderii cărbunelui, aplicîndu-se metoda Orleanskaia-Veselovski. Astfel s-a determinat gradul de oxidare al cărbunelui $\left(S = \frac{T_a - T_p}{T_a - T_0} 100\right)$, gradul de pregătire pentru autoaprindere $(\Delta t_m = T_a - T_p)$ și gradul de predispoziție pentru autoaprindere $(\Delta t = T_a - T_0)$.

Cercetările efectuate la minele din Valea Jiului au scos în evidență faptul că evitarea focurilor trebuie să se bazeze în primul rînd pe respectarea NTS și a instrucțiunilor de prevenire. Depistarea pe baza acestei metode a situațiilor periculoase nu poate fi folosită ca procedeu practic de prevenire.

În cadrul acțiunilor de combatere și lichidare a focurilor, cercetările au fost axate pe aplicarea mai multor metode, funcție de condițiile impuse de fiecare caz în parte.

II. Metoda înnămolirii se aplică în baza unui proiect întocmit de SCSM, la stratul 5 (grosime 3,5—8,5 m, înclinare 10—25°, coperișul fiind reprezentat prin argile și marne).

Alegerea metodei înnămolirii a avut la bază condițiile geologico-miniere (rocile din coperișul stratului se rup în blocuri mari permițînd o bună infiltrare a nămolului în spațiul exploatat).

În subteran s-a amenajat o stație de preparare și pompare a pulpei și o nișă de foraj.

Pentru introducerea pulpei s-au forat nouă găuri de sondă (600 m) „în evantai", fiind ampalaste pe două rînduri dintre care primul orizontal, iar al doilea ușor înclinat în sus cu un unghi de 3—6°. Găurile de sondă au fost forate pe primii 6—10 m cu $\phi = 165$ mm, tubate cu tuburi $\phi = 108$ mm, iar pe restul porțiunii au fost forate cu $\phi = 97$ mm tubîndu-se cu tuburi de $\phi = 75$ mm. Pe primii 8 m găurile au fost cimentate.

La capătul exterior cele două tuburi cu diametre diferite apar concentric, fiind cuplate mecanic și etanș, pentru a împiedeca aruncarea coloanei de tuburi din gaură sub efectul presiunii noroiului. S-au folosit pompe de noroi sub presiune înaltă (20—40 at).

Materialul ales pentru înnămolire prezintă următoarele proprietăți fizico-coloidale : cifra plasticității 9—100 ; greutatea specifică 2,5—2,6 t/m^3 ; greutatea specifică aparentă 1,72—1,94 t/m^3; granulația 3 mm ; conținutul de nisip 25—30% ; conținutul de argilă 70—75%, coeficientul de permeabilitate i—$10^{-4} \div$ i —10^{-5} cm/s; taluzul natural 35—40° ; viteza de înmuiere 15—50 min ; complexul coloidal după Mg O 20—25% ; concentrația critică S:L 350—500 kg/m^3.

Materialul s-a procurat dintr-o carieră, transportul executîndu-se cu vagonete, atît la suprafață cît și în subteran, pînă la stația de preparare și pompare a pulpei. S-a preconizat un coeficient de înnămolire satisfăcător $\psi = 8\%$ din spațiul exploatat aferent zonei de foc, ceea ce corespunde unui necesar de circa 1 000 m^3 argilă în masiv și 3 000 m^3 apă (zilnic 40—50 m^3 argilă masiv pe zi). Introducerea pulpei se face de la sondele exterioare spre centru. În timpul executării lucrărilor de foraj s-a trecut și la rambleierea unor lucrări din zona învecinată celei incendiate. În lucrările orizontului inferior și în lucrările înclinate s-au construit diguri din beton, prevăzute cu țevi pentru scurgerea apelor și apometre, precum și cu țevi pentru controlul gazelor din zona îndiguită.

Prețul de cost al înnămolirii variază în limite foarte largi.

Cea mai mare pondere în cheltuielile de înnămolire o reprezintă forarea găurilor (circa 49%). Cheltuielile repartizate pe tona de cărbune recuperat, în cazul de față, au fost 8,90 lei/t (repartizate

pe toată producția extrasă din mină în perioada în care s-a lucrat la înnămolire au fost 0,50 lei/t.

★

La SCSM s-a făcut și analiza aplicării metodelor de aeraj pentru stingerea focurilor de mină.

Combaterea focurilor de mină pe cale indirectă creează zonele de foc care sînt racordate la rețeaua de aeraj prin ramificații îndiguite. Sensul acestei operații este oprirea accesului aerului la foc.

Zonele de foc, alcătuind ramificații ale schemelor de aeraj, se află sub influența aerajului minei. Depresiunea *(h)* existentă (sau posibilă), între digurile de inspirație (cele din curentul proaspăt de aer) și cele de expirație (din curentul de aer viciat), poate cauza scurgerea aerului *(Q)* prin zonă, conform relației (1)

$$h = R_{et} Q \text{ (mm col } H_2O) \qquad (1)$$

funcție de valoarea rezistenței etanșării (R_{et}).

În practică se caută a se atribui acestei rezistențe (R_{et}) valori cît mai mari. Preocupările din acest domeniu ale SCSM au fost încununate de succes. Lucrîndu-se în colaborare cu ICPCS s-au obținut rezultate foarte bune la izolare cu o peliculă elastometrică aplicată pe digurile de beton [1]. În momentul de față metoda se aplică pe scară industrială la minele din Valea Jiului.

Problema aerajului zonelor de foc cuprinde două aspecte de utilitate practică : combaterta inversării curenților de aer în timpul focului și stingerea zonelor de foc.

III. Apariția unui foc în sistemul de aeraj al unei mine conduce la modificarea stării termodinamice a aerajului său. Corespunzător condițiilor existente la un moment dat, valoarea depresiunii calorice este unic determinată [2].

În cazul apariției unui foc într-o lucrare, valoarea depresiunii calorice crește. Această creștere este echivalentă cu instalarea, în ramificația în care apare focul, a unui ventilator.

În ramificațiile rețelei de aeraj, în care acțiunea depresiunii create de foc este conform cu cea a ventilatorului, sensul scurgerii aerului rămîne neschimbat (ramificații normale) dacă acestea sînt contrarii, iar influența depresiunii focului depășește pe cea a ventilatorului, curentul de aer se inversează (ramificații diagonale).

Teoria inversării curenților dă rezolvare de la caz la caz pentru cele mai diferite condiții de inversare a aerului. Pentru aerajul ascendent depresiunea focului apărut în ramificații ascendente va fi conformă cu a ventilatorului. În acest caz curentul de aer care trece prin foc (curentul principal al focului) nu poate fi inversat ; toți ceilalți curenți, funcție de raporturile existente între rezistențele și pierderile de sarcină din ele se pot inversa. În cazul cînd depresiunea focului se opune depresiunii ventilatorului poate avea loc și inversarea curentului principal al focului.

Analiza schemelor canonice evidențiază posibilitatea inversării curenților de aer.

Pentru unele sectoare subterane, schemele canonice de aeraj arată instabilitatea sistemelor respective. Raportîndu-se numărul ramificațiilor normale *(n)* la totalul ramificațiilor schemei *(n+d)* s-a obținut din relația (2)

$$S = \frac{n}{d+n} \qquad (2)$$

coeficienții de stabilitate *(S)* foarte reduși (sect. III Petrila — 0,095, sect. N. Petrila — 0,04 și sect. 1 A Lupeni — 0,008), cu toate acestea la minele susamintite nu s-au constatat inversări de aer în timpul focurilor de mină. Această situație a permis să se tragă concluzii de seamă în ceea ce privește aplicarea teoriei stabilității schemelor unice de aeraj pentru minele din Valea Jiului. În acest sens s-a stabilit că specificul locului de apariție a focurilor, caracterul circuitului de aeraj în care se poate naște depresiunea focului, precum și gradarea ramificațiilor diagonale funcție de variția și influențarea reciprocă a depresiunilor și rezistențelor din rețea contribuie decisiv la stabilitatea practică a schemelor din Valea Jiului [4].

★

Cît despre cealaltă latură utilă a aerajului zonelor de foc, ea prezintă două aspecte de rezolvare practică. În tot timpul existenței zonelor de foc acestea trebuie urmărite în permanență în ceea ce privește evoluția indicilor focului îndiguit. Concomitent este necesară aplicarea metodelor de aeraj pentru stingerea focurilor de mină.

IV. Indicii de evoluție a focurilor se referă la bilanțul termic, energetic și al gazelor zonei de foc care poate indica stadiul în care se află la un moment dat focul. Cercetările sînt în curs de definitivare.

Astfel se urmărește : variațiile diferenței de presiune pe cele două suprafețe ale digurilor, variațiile temperaturii în față și în spatele acestora și se prelevează probe de gaze din zona izolată, urmărindu-se variația CO_2 ; O_2 ; CH_4 ; CO și N_2.

Pentru măsurarea diferenței de presiune s-a întrebuințat micromanometrul cu braț înclinat variabil. Pentru prelevarea probelor de gaze s-a folosit un ejector. Această metodă constă în legarea în serie a unui ejector cu una sau mai multe fiole, care apoi prin intermediul unui furtun de cauciuc sînt puse în legătură cu țeava de control a digului și deci cu atmosfera din spatele acestuia.

Pentru determinarea variației temperaturii, s-a folosit un termometru obișnuit cu mercur avînd scara gradată pînă la 300°C. Temperatura din fața digului a fost măsurată în partea de sus a fiecărui dig înregistrîndu-se astfel temperatura maximă. Măsurarea temperaturii în spatele digului s-a făcut prin montarea termometrului într-o țeavă care se introduce în țeava de control a digului. În momentul de față cercetările sînt în curs.

V. În ceea ce privește *aplicarea metodelor de aeraj pentru stingerea focurilor,* sensul acestora au ca scop crearea condițiilor practice pentru ca terme-

nul b al relației (1) să fie nul. De aceea, în practică acestea se mai numesc și „metode de depresiune nulă" [3]. Analiza grafică a acestor metode se bazează pe folosirea schemelor potențiale. Aplicarea acestor metode constă în a aduce pe aceeași suprafață echipotențială toate digurile zonei de foc.

Literatura de specialitate cunoaște adaptarea la condițiile locale a cinci variante [2,3] :

1) pentru zonele de foc dintr-o ramificație diagonală — aplicarea ușilor de reglare sau variația depresiunilor ventilatoarelor principale ;

2) pentru zonele de foc dintr-o ramificație paralelă — aplicarea ramificației exterioare și a ușilor de stingere ;

3) pentru zonele de foc cu diguri puține — aplicarea ventilatorului în ușa de reglare montat în fața digului ;

4) pentru zonele de foc oarecare cu debite mari de aer ce se scurg prin ele, aplicarea absorbției injectoare ;

5) pentru zonele de foc din ramificațiile paralele — aplicarea ventilatoarelor secundare.

În cursul cercetărilor s-a analizat posibilitatea aplicării acestor metode în minele din Valea Jiului.

Aplicarea primei variante se bazează pe realizarea condiției (3), cînd zona de foc F se află într-o diagonală

$$\frac{a}{b} = \frac{c}{d} \qquad (3)$$

care unește doi curenți aflați sub influența unui singur ventilator (fig. 1, *A*) ; de asemenea, depresiunea nulă se poate obține și în cazul realizării condiției (4), cînd diagonala unește doi

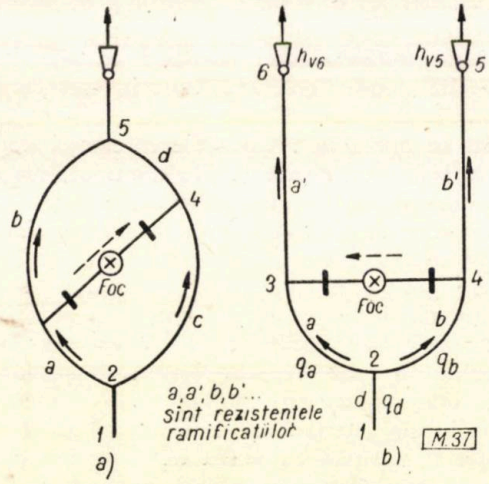


Fig. 1

$$\frac{h_a}{h_b} = \frac{d\,(q_a+q_b)^2 + (a+a')q_b^2\,\frac{b}{a}}{d\,(q_a+q_b)^2 + (b+b')q_a^2\,\frac{a}{b}} \qquad (4)$$

curenți cu debitele q_a și q_b aflați sub influența depresiunilor h_a și h_b a două ventilatoare separate (fig. 1 b).

Pentru cazul abatajelor din stratul *3* sau *5* care în general alcătuiesc ramificații diagonale (fig. 2) ținînd seama că și legătura prin spațiul exploatat la nivelul abatajelor este tot o ramificație diagonală, trebuie luate măsuri simultane pentru a egaliza raportul rezistențelor în ramificațiile *3-7* și *4-5-6*. Realizînd condiția (5)

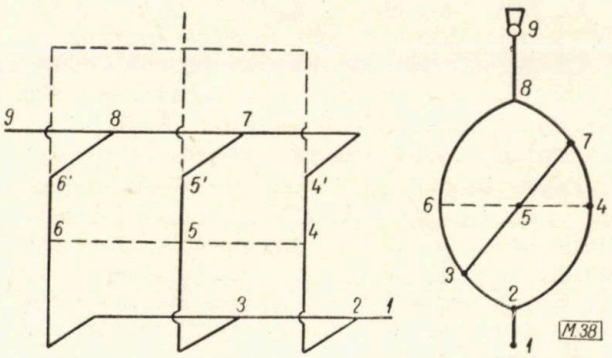


Fig. 2.

$$\frac{R_{2-3}\cdot R_{6-9}}{(R_{3-6}+R_{6-9})(R_{2-3}+R_{3-6})} = \frac{(R_{2-4}+R_{4-8})(R_{4-8}+R_{8-9})}{R_{8-9}\cdot R_{2-4}} \qquad (5)$$

în care R_{n-m} reprezintă rezistențele din ramificațiile respective, se poate ajunge la stagnarea scurgerii aerului în abatajul *6* și spațiul exploatat. Dacă în abatajul *6* este un foc izolat prin două diguri în transversale, măsura este salutară pentru accelerarea stingerii lui. Aplicînd rambleerea în abatajele învecinate măsura este foarte eficace. Condiția (5) se complică funcție de numărul abatajelor care sînt izolate.

Aplicarea primei variante în condițiile din Valea Jiului este posibilă, ea putînd contribui simțitor la reducerea valorii lui h [4].

Cea de-a doua variantă se realizează în practică, în cazul cînd focul constituie o ramificație paralelă în schema de aeraj *(2-A-B-3*, fig. 3, *a)*. Măsurile care se iau constau în crearea unei alte ramificații paralele la ramificația pe care o constituie focul

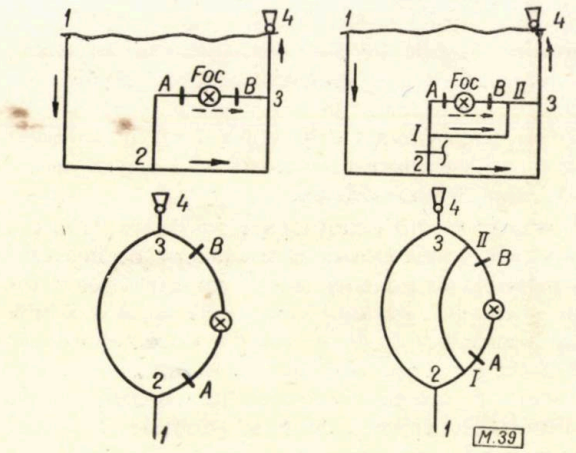


Fig. 3.

(2-I-II-3 paralelă la *2-I-A-B-II-3*, fig. 3, *b)* şi instalarea în ramificaţia iniţială *(2-I)*, a unei uşi de reglare care să preia pierderea maximă de sarcină a zonei *I-II*.

În fig. 4 prin compararea schemelor potenţiale dinainte *(a)* şi după aplicarea acestei variante *(b)*

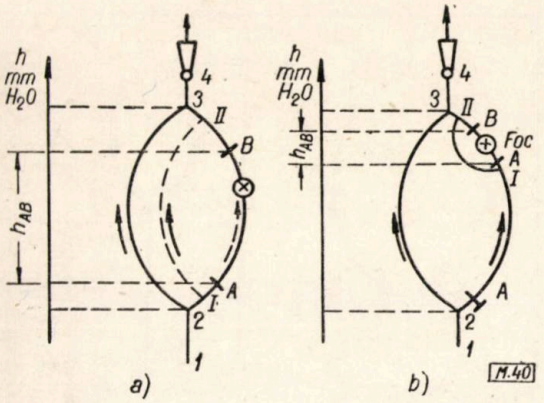


Fig. 4.

se evidenţiază reducerea valorii lui h_{AB} din relaţia (1). Aceasta va contribui la accelerarea stingerii folcului.

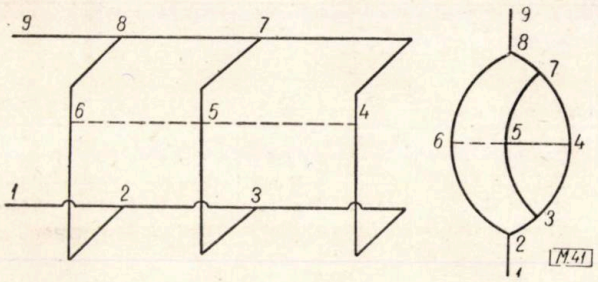


Fig. 5.

caţie exterioară prin ramificarea unei uşi de reglare în ramificaţia *2-3*. Cunoscîndu-se debitul de aer ce va trebui să circule prin ramificaţia *3-5-7 (Q)* şi pierderea de sarcină h_{3-7} şi h_{2-8}, atunci poate fi calculată pierderea de sarcină din uşă,

$$h_{uşă} = h_{2-8} - h_{3-7} \text{ mm } H_2O; \qquad (6)$$

rezistenţa uşii de reglare

$$R_{uşi} = \frac{h_u}{Q^2} \text{ k}\mu \qquad (7)$$

iar suprafaţa oblonului din uşa de reglare (S_0). Se obţine din relaţia (8)

$$R_{uşă} = 147\left(\frac{1}{S_0} - \frac{1}{S_e}\right)^2 \qquad (8)$$

în care S_e este suprafaţa lucrării în locul montării uşii [5].

Cea de-a treia variantă corespunde fig. 6. În uşa de reglare este montat un manometru cu apă după care se reglează direct oblonul uşii de reglare. Un caz optim pentru aplicarea acestei metode l-a constituit focul din stratul *5*, blocul *O*, care a fost izolat numai cu două diguri. Condiţiile existente au permis îmbunătăţirea rapidă a condiţiilor de stingere prin etanşarea digurilor cu elastomeri.

Aplicarea celei de-a patra variante foloseşte la creşterea (sau scăderea) presiunii statice în lucrarea minieră, odată cu scăderea (sau respectiv creşterea) depresiunii dinamice corespunzător ecuaţiei lui Bernoulli (9)

$$h_{1-2} = z_2 - z_1 + \int_1^2 \frac{dp}{\gamma} + \frac{v_2^2 - v_1^2}{2_g} \qquad (9)$$

Cînd la lucrarea minieră respectivă există racordat un dig, variaţiile vitezei aerului (datorate variaţiilor secţiunii lucrării) care pot crea variaţii ale presiunii statice pot produce respiraţia zonei de foc (dacă în

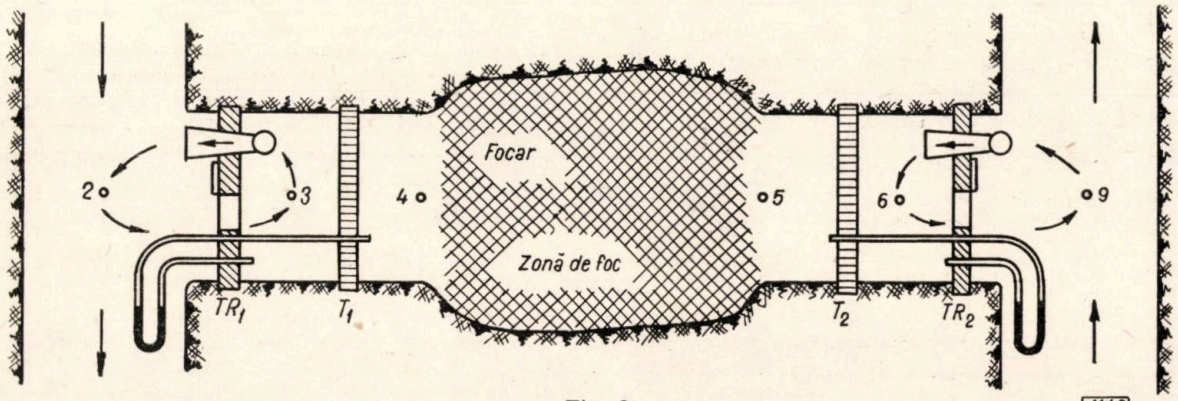


Fig. 6.

În cazul abatajelor din stratul *3* şi *5* care sînt legate în paralel (fig. 5), ramificaţia exterioară poate fi aplicată numai dacă spaţiile exploatate dintre abataje (ramificaţia *4-5-6*) este rambleiată. În această situaţie, dacă în ramificaţia *3-4-7* este o zonă de foc, atunci curentul *3-5-7* poate constitui o ramifiaţa unui dig de expiraţie secţiunea lucrării miniere prin care se scurge aerul este micşorată, viteza aerului va creşte, presiunea statică va scădea, astfel se va naşte tendinţa scurgerii gazelor prin dig fig. 7). Fenomenul poate fi folosit pentru realizarea depresiunii nule la diguri (dacă situaţia indicată

în paranteză se produce la un dig de inspirație efectele sînt pozitive).

În minele din Valea Jiului aplicarea în momentul de față a acestei variante este nejustificată, practic

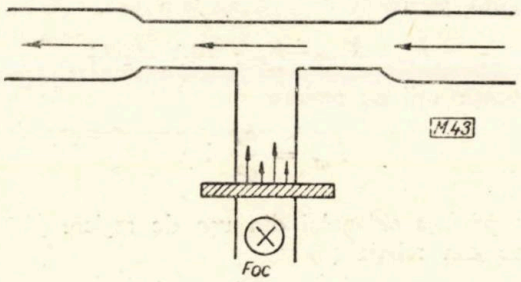


Fig. 7.

(ținînd seama de vitezele mici ale aerului, spre exemplu cazul transversalei 27 V de la E. M. Petrila racordată la galeria direcțională de la oriz. X, pentru $p = 14{,}2$ mm col. H_2O; reducerea la jumătate a vitezei produce scăderea depresiunii dinamice la numai 0,12 mm col. H_2O).

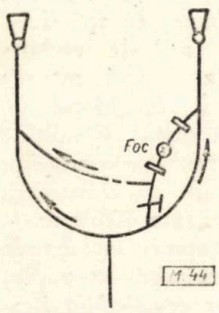


Fig. 8.

Cea de-a cincea variantă este în fond o combinație dintre prima variantă și a doua (fig. 8). Ea nu poate fi aplicată în Valea Jiului pentru focurile caracteristice straturilor *3* și *5*, deoarece această situație nu există.

Dacă în căile de aeraj la care sînt racordate digurile zonei de foc există rezistențe suplimentare (prăbușiri, îngustări de profil sau uși de reglare), depresiunea la care va fi supusă zona va crește (fig. 9, *a*) ; înlăturînd aceste rezistențe și montînd ușile de reglare înainte de zonă se poate reduce simțitor depresiunea sub care se află zona de foc (fig. 9, *b*). Situații ca acestea se întîlnesc și în cazul scurgerii aerului prin spațiile exploatate în str. *3* și *5* din Valea Jiului. Aplicarea acestor măsuri se impune avînd în vedere eficacitatea lor imediată.

În general toate aceste metode reprezintă elemente de bază care pot fi aplicate singure combinate sau adaptate de la caz la caz. Este foarte important faptul ca aplicarea lor să nu fie mecanică pentru a nu crea complicații sau cheltuieli inutile atunci cînd rezultatele pot fi dubitative.

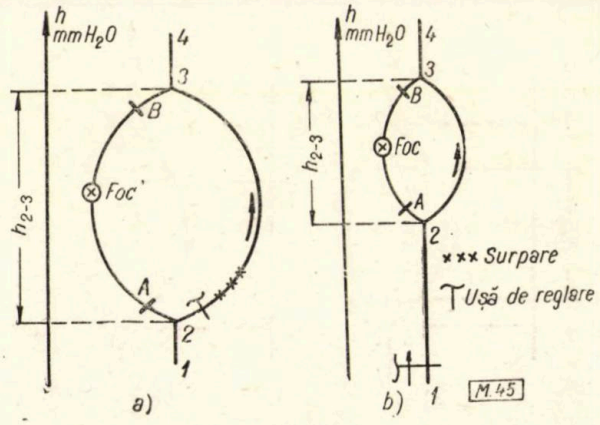


Fig. 9.

În lupta cu focurile nu trebuie precupețite eforturi : ele însă nu trebuie risipite. Pe de altă parte în această luptă armele trebuie judicios alese, iar folosirea lor să fie rațională. Numai astfel rezultatele pot fi bune, numai astfel va putea crește încrederea în aplicarea pe scară industrială a tehnicii noi în lupta cu focurile.

Bibliografie

[1] Jugureanu N. Ghircoiașu C., Iușan V., Dimoftache I., Razidescu St., Tomuș I. : *Etanșarea digurilor de izolare a focurilor subterane cu cauciuc sintetic sau natural.* Rev. Minelor 7 (1960), p. 326—329.

[2] Budryk W. : *Pozary i wybuchy w kopolniach.* Stalinogrod 1956.

[3] Bystron H. : *Gaszenie i likwidacja pol pozarowych* (Referat la conferința „lupta cu focurile"). Stalinogrod 1955.

[4] Iușan V., Băltărețu R. : *Aerajul zonelor de foc* SCSM-1958. Lucrare nepublicată.

[5] Bystron H. : *Gaszenie pol pozarowych* Prz. Gorn 6/641—1952.

Metil-izobutil-carbinolul, reactiv colector spumant pentru flotarea cărbunelui

Ing. G. PASCALIDE și chim. DOINA DUMITRESCU

Produșii de sinteză utilizați ca reactivi de flotație au tendința, ca și în alte domenii industriale, să înlocuiască și în industria de preparare a minereurilor și cărbunilor, produșii secundari și reziduali ai industriei chimice.

Reactivii de flotație sînt clasificați în funcție de influența pe care o au asupra procesului de flotație în : colectori, spumanți, depresanți, sulfuranți, corectori de mediu.

Colectorii -- produse heteropolare cu proprietatea de a forma pelicule hidrofobe pe suprafața particulelor minerale — ca și spumanții — produse capilar-active care favorizează formarea unor bule rezistente de spumă — pun în ultimul timp probleme de o varietate deosebită, privind lucrările de sinteză, în scopul realizării unor produse cu activitate specifică în flotația minereurilor metalifere, nemetalifere și de cărbuni.

Prin comparație cu alți reactivi (uleiuri fenolice, xilenoli, uleiuri neutre sau bazice din gudroane) în uz curent la flotațiile de cărbuni, metil-izobutil — carbinolul prezintă o serie de avantaje, dintre care amintim :

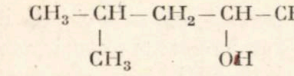
— separarea mai bună a cărbunilor ;

— conținut mai mic în cenușă al turtei de filtrare, ceea ce pune în evidență și calitatea constantă a produsului ;

— consumuri de reactivi mai mici, ceea ce compensează preț de cost mai ridicat al reactivului.

Se precizează totuși că umiditatea turtei de filtrare este mai ridicată, fără ca acest dezavantaj să influențeze în ansamblul procesului tehnologic efectele pozitive amintite mai sus.

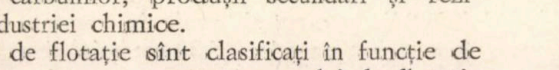
Metil-izobutil-carbinolul, 2-metil-pentan-o1-4 sau 4-hidroxi-2-metil pentanul este un alcool secundar cu formula :



Posibilități privind sinteza metil-izobutil-carbinolului

Pentru sinteza acestui produs, în literatura de specialitate sînt indicate o serie de mtode și procedee :

Acetaldehidă și bromură de izobutil magneziu ; alcool izopropilic și derivatul său de sodiu încălzite la 195—200°C, cu obținerea a 2-4-dimetilheptanolului, ca produs intermediar ; izovaleraldehidă și iodură de metil magneziu. O serie de alte metode indică obținerea ca produs intermediar a oxidului de mesitil sau mesitonei cu formula :



Oxidul de mesitil este produsul unei reacții de condensare crotonică a două molecule de acetonă și se obține alături de foronă, în raporturi cantitative variabile, în funcție de metoda aleasă.

Procedeele pentru obținerea oxidului de mesitil pot fi grupate în două mari categorii :

-- fără separarea unor produși intermediari și

— cu separarea intermediară a unui produs de aldolizare al acetonei.

— La prima categorie, condensarea crotonică poate fi realizată în prezența acizilor tari : clorhidric, sulfuric, a carburii de calciu, cînd alături de produsul urmărit se mai obțin diacetonalcoolul și două cetone, cu următoarele formule brute : C_9H_8O și $C_{12}H_{18}O$.

De asemenea, la metodele de condensare crotonică se mai indică condensarea catalitică a acetonei la temperatură și presiune ridicată, trecerea acetonei la 400°C pe gel de siliciu, cînd oxidul de mesitil se formează alături de mesitilenă ; condensarea acetonei în prezența clorurii de zinc și clorurii de acetil, ca și condensarea catalitică a acetonei cu amoniac și hidroliza compusului intermediar (2, 2, 4, 4, 6, pentametil 2, 3, 4, 5, tetrahidropirimidină) pînă la oxid de mesitil.

Metodele de aldolizare intermediară a acetonei folosesc hidroxid de sodiu sau potasiu în soluții apoase sau suspensii în solvenți apolari, la temperaturi scăzute, ca și hidroxizi alcalino-pămîntoși la fierbere în aparate Soxhlet modificate.

Diaceton-alcoolul, obținut ca produs intermediar în această grupă de metode, pierde ușor o moleculă de apă trecînd în oxid de mesitil. Ca deshidratanți se folosesc : acidul sulfuric, acidul oxalic, iodul sau chiar oxizii alcalino-pămîntoși. Condițiile de lucru sînt variabile de la un caz la altul, iar în instalațiile industriale cu tehnologii bazate pe formarea intermediară a diaceton-alcoolului operațiile se efectuează continuu, în același grup de aparate. În literatură este indicată de asemenea condensarea acetonei la oxid de mesitil, în prezența unui catalizator de tipul rășinilor schimbătoare de ioni, cu formula : -polistiren -sulfonat -divinil -benzen, cu denumirea comercială Dowex 50-X_8.

Reducerea oxidului de mesitil la metil-izobutil-carbinol poate fi efectuată în condiții deosebit de variabile, dintre care amintim : reducerea sub presiune de 1—2 at, în soluție apoasă, în prezență de platin coloidal la 25°C, cînd se obține 2 metil — pentanonă și cantități foarte mici de metil izobutil—carbinol; reducerea în prezența negrului de platină sau paladiun, la o temperatură de 25°C și 5 at; reducerea în prezență de paladiu și presiune ridicată ; reducerea în prezența de nichel la 5 at timp de 11 ore ; reducerea în fază lichidă, în prezență de nichel, la 125°C și 120 at. timp de o oră, pînă se obține metil -izobutil -cetona, care se hidrogenează mai departe la metil-izobutil-carbinol, în prezență de nichel la 120 at și 150°C timp de 3 ore ; reducerea în prezență de Cu, adiționat cu oxizi activatori, montați pe un suport, la 120—200°C și 10—30 at, cînd se obține metil-izobutil-carbinolul și metil-2-pentanona în cantități variabile după condițiile alese ; reducerea pe catalizatori de zinc și cupru la presiune ordinară (comunicarea acestei metode indică posibilitatea unor izomerizări cu formarea unor produși secundari) ; reducerea în prezență de Ni—Raney, cu un randament de 95%, Ni-Raney fiind preparat în condiții cu totul deosebite de cele curente-leșiere la 105°C.

Față de metodele indicate mai sus, la care hidrogenarea se efectuează la presiuni și temperaturi ridicate, amintim posibilitatea efectuării reducerii oxidului de mesitil la metil-izobutil-carbinol, în prezență de Ni-Raney platinat la temperatură și presiune ordinară, metodă asupra căreia s-a insistat în cadrul lucrărilor noastre de laborator.

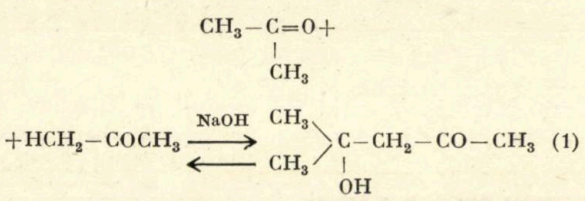
Lucrări de laborator

Din metodele amintite, am considerat utile o serie de încercări bazate pe folosirea acetonei ca materie primă, întrucît utilizarea ei la scară industrială, în prezent și mai ales în viitor, nu implică nici o dificultate din punctul de vedere al economiei în general și repartiției de produse chimice în particular.

Încercările efectuate au la bază o serie de variante — în scopul stabilirii randamentelor celor mai convenabile și cu aceasta al unui preț de cost cît mai scăzut, — ale următoarelor metode :

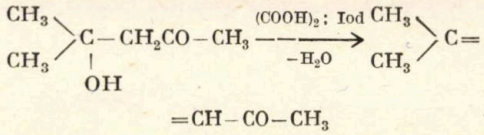
I — a) *Metoda de preparare a oxidului de mesitil,* avînd ca produs intermediar diaceton-alcoolul sau aldolul lui Heintz. Se utilizează hidroxidul de sodiu ca agent de aldolizare și acidul oxalic sau iodul ca deshidratanți.

Procesul chimic are loc în două faze :



(1)

În condițiile acestei reacții reversibile, după formarea unei cantități de cetol, descompunerea acestuia este reținută prin neutralizarea mediului și distilarea acetonei în exces. Scăderea temperaturii provoacă o deplasare a echilibrului în favoarea formării cetolului.



(2)

În această fază diacetonalcoolul pierde o moleculă de apă și duce la formarea oxidului de mesitil.

Încercările de condensare s-au realizat utilizînd acetonă pură și soluție de hidroxid de sodiu (37°Bé), în proporții egale în greutate. Amestecul a fost agitat energic (1500 rot/min) timp de 30 h la o temperatură menținută constant la +4°C. Admisia soluției alcaline în vasul de reacție (balon cu trei gîturi) s-a făcut după introducerea acetonei. La sfîrșitul celor 30 de ore în vasul de reacție se decantează 2 straturi, se îndepărtează cît mai rapid posibil stratul inferior (soluția apoasă alcalină), iar urmele de alcalii din soluția aldolului în acetonă se neutralizează cu acid oxalic anhidru, în proporție de 2% față de aldol. Neutralizarea s-a făcut sub agitare timp de 15 min la temperatura camerei, în timp ce la separarea oxalatului de sodiu temperatura s-a menținut la +4°C. Pentru controlul neutralizării s-a folosit hîrtie „indicator universal". Final, excesul de acetonă a fost îndepărtat prin distilare pe o baie de apă la presiune ordinară, iar aldolul rămas în balon a fost purificat prin distilare la 9 mm. Hg și 77°C. După separarea aldolului pur prin metoda indicată mai sus, deshidratarea acestuia la oxid de mesitil s-a realizat printr-o redistilare la presiune ordinară, în prezență de acid oxalic (4%) sau iod (0,01%). Distilarea s-a făcut lent, iar fracțiunea cuprinsă între 126 și 135°C reprezintă oxidul de mesitil. Fracțiunea anterioară, cuprinsă între 80—126°C, care reprezintă un amestec de apă și oxid de mesitil, a fost deshidratată în prezență de sulfat de sodiu anhidru. Prin redistilare am regăsit fracțiunea de oxid de mesitil amintită anterior. Rezultatele încercărilor de la această metodă sînt cuprinse în tabela 1.

Din examinarea rezultatelor obținute la variantele realizate putem preciza că o serie de elemente documentare nu sînt constant confirmate. Creșterea temperaturii de la 0—10°C nu este legată de o scădere corespunzătoare a randamentelor ; mărirea sau micșorarea timpului de separare, nu influențează considerabil și în același sens rezultatele. De asemenea, diferențele între încercările de deshidratare cu acid oxalic sau iod nu duc la randamente mult diferite în oxid de mesitil. Deși rezultatele obținute confirmă datele de literatură în ceea ce privește randamentele globale, din cauza condițiilor de lucru care presupun temperaturi scăzute, timp de reație prelungit și faze intermediare, am considerat că această metodă nu este economică și am încercat

Tabela 1

Variante ale metodei pentru obținerea oxidului de mesitil cu hidroxid de sodiu

Nr. crt.	Acetonă kg.	Na OH 37°Bé kg	Timp ore	Temperatura, °C	Turația, rot/minut	Timp pentru decantare, min.	Acetonă recup. kg.	Aldol kg.	Randament η_1	Acid oxalic %	Fracțiuni 80—126 °C kg	Fracțiuni 126—135 °C kg	Fracțiuni 126—135 °C %	Fracțiuni peste 130°C kg	Apă, g	Oxid de mesitil pur kg	Oxid de mesitil pur η_2	Oxid de mesitil pur η total
1	1 000	1 000	30	4	1 500	10	0,635	0,265	72,50	4	0,155	0,020	—	—	—	—	—	—
2	1 000	1 000	30	4	1 500	15	0,790	0,190	90,05	4	0,120	0,025	—	—	—	—	—	—
3	1 000	1 000	30	4	1 500	15	0,700	0,185	61,50	4	0,073	0,033	—	—	—	—	—	—
4	1 000	1 000	30	0	1 500	15	0,724	0,185	67,00	6	0,081	0,064	41,00	0,010	26	0,100	64	43,00
5	1 000	1 000	30	10	1 500	15	0,745	0,155	61,00	8	0,075	0,050	38,50	0,030	25	0,078	60	36,50
6	1 000	1 000	30	6	1 500	15	0,715	0,170	60,00	2	0,095	0,034	23,60	0,020	20	0,081	56	33,00
7	1 000	1 000	30	4	1 500	30	0,730	0,180	66,50	$\frac{\text{iod}}{0,1}$	0,083	0,060	39,05	0,005	32	0,090	59	39,20
8	1 000	1 000	30	4	1 500	60	0,720	0,170	63,05	0,01	0,085	0,055	38,10	0,010	25	0,088	61	36,50

și alte variante de lucru, în vederea obținerii unor randamente mai bune.

I. — b) *O altă variantă a aceleiași metode a fost încercată, folosind hidroxidul de bariu ca agent de aldolizare.* Reacția a avut loc într-un aparat de tip Soxhlet, în care s-au introdus două cartușe din hîrtie de filtru, suprapuse. Deshidratarea aldolului în acest caz s-a făcut în prezență de iod (0,009% față de aldol), simultan cu distilarea produsului la o coloană Glinsky. În completare, amestecul de apă și oxid de mesitil cu limitele de distilare între 80—120°C a fost decantat și uscat pe sulfat de sodiu anhidru, timp de 24 ore și apoi redistilat în aceleași condiții.

Rezultatele încercărilor sînt cuprinse în tabela 2.

Se observă că randamentele în oxid de mesitil sînt puțin diferite față de cele obținute la aldolizarea în prezență de hidroxid de sodiu. Și în acest caz nu am considerat util să insistăm mai mult asupra metodei, în vederea îmbunătățirii randamentelor, întrucît la același număr de faze intermediare se adaugă un timp lung pentru aldolizare.

II. *Condensarea acetonei în prezența carburii de calciu* prezintă avantajul unei reacții de tip crotonic, într-un timp limitat la 3—5 ore și o aparatură simplă. Am folosit carbid de calitatea I-a, conform STAS 102—52 în vigoare. La această metodă este necesar ca acetona să fie lipsită de urme de apă, pentru a se evita formarea acetilenei, ca și pentru obținerea unor rezultate bune în reacția de condensare.

Aparatul folosit este un Soxhlet obișnuit, la care între balonul de distilare și extractorul propriu-zis se intercalează două vase tubulare. Primul vas, racordat la balonul de distilare, are o capacitate de 1 000 ml și este prevăzut cu un sac confecționat din pînză de filtru, sacul este astfel adaptat încît să preia deschiderea superioară a vasului în care este montat. Vasul imediat superior are o capacitate de aproximativ 500 ml și este umplut cu fragmente de carbură de calciu. Extractorul propriu-zis a fost umplut cu perle de sticlă pentru a se asigura un volum util cît mai mic și prin aceasta o frecvență de reciclări cît mai mare a condensatului.

Sacul montat în primul vas are scopul de a filtra amestecul reciclat și a reține hidroxidul de calciu format în timpul condensării, ca și fragmentele de carbură de calciu, eventual antrenate din vasul superior.

Rezultatele obținute sînt cuprinse în tabela 3.

Din încercările efectuate se observă că raportul cel mai convenabil acetonă : carbid este 1 : 1,3, timpul de refluxare 3 ore, iar randamentul în oxid de mesitil este de 66,2%. O schimbare a raportului acetonă : carbid de la valoarea anterioară la 1 : 1,5 duce la randamente mai mici, deși timpul de refluxare este redus la 2 ore. De asemenea, pentru raportul acetonă : carbid 1 : 0,5 se observă că randamentul în oxid de mesitil este optim pentru cinci ore de refluxare și scade atunci cînd timpul de refluxare este redus la 4 ore, ca și atunci cînd el este mărit la 6 ore. Am observat, de asemenea, că granulația corespunzătoare pentru $\phi \simeq 25$ mm este cea mai convenabilă în alegerea carbidului.

Tabela 2

Variante ale metodei pentru obținerea oxidului de mesitil cu hidroxid de bariu

Nr. crt.	Acetonă, g	Timp de refluxare h	Acetonă recuperată, g	Aldol, g	Randament, η_1	Deshidratant Iod g	Fracțiuni 180—126° g	Fracțiuni 126—135° g	Oxid de mesitil pur g	Oxid de mesitil pur η_2	Oxid de mesitil pur η total	Densitatea fract. 126—135°C
1	1 190	42	184	580	55,0	0,0527	75	320	320	65,3	36,0	0,8668
2	1 190	52	220	570	59,0	0,0532	60	327	327	68,0	40,2	0,8529
3	1 190	100	84	723	68,5	0,0654	168	320	400	65,0	44,5	0,8561
4	1 190	74	348	630	75,0	0,0670	194	300	300	56,0	42,0	—

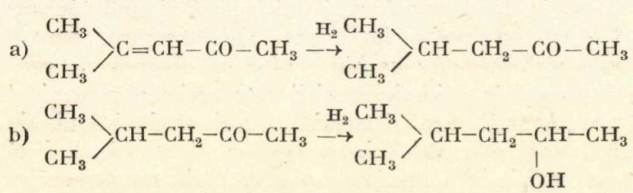
Observație: Randamentele parțiale η_1 au fost calculate în funcție de cantitatea de acetonă intrată efectiv în reacție.

Variante ale metodei pentru obținerea oxidului de mesitil cu carbură de calciu

Nr. crt.	Materii prime: Acetonă, kg	Materii prime: Carbură de calciu, kg	Raport acetonă : carbură de calc.	Calitatea carburii de calciu	Granulația, mm	Timpul refluxării, h	Amestec total reținut în balon	Fracțiuni: Acetonă nereacționată kg	Acetonă nereacționată %	80—126°C kg	126—135°C kg	126—135°C η	Greut. spec. pt. fr. 126—135°C	135—150°C kg	Peste 150°C kg
1	1,000 recup.	0,710	1 :0,7	II	Ø 25	4	—	0,600	60,0	0,075	0,020	—	—	—	—
2	1,000 recup.	0,710	1 :0,7	II	Ø 25	4	—	0,515	51,5	0,130	0,030	—	—	—	—
3	1,200	0,360	1 :0,25	I	Ø 25	4	Nu s-a produs aldolizarea								
4	0,710	0,710	1 :1	II	Ø 25	4	Nu s-a prudos aldolizarea								
5	0,700	0,700	1 :1	II	Ø 25	4	0,490	0,130	13,0	0,070	0,075	—	—	—	—
6	0,750	0,750	1 :1	I	Ø 25	4	0,510	0,190	19,0	0,042	0,178	37,5	—	—	—
7	0,710 recup.	0,710	1 :1	II	Ø 25	4	—	0,305	30,5	0,125	0,030	—	—	—	—
8	0,710	0,710	1 :1	II	Ø 25	3	—	0,185	18,5	0,010	0,190	42,8	—	—	—
9	1,000	0,530	1 :0,5	I	Ø 25	4 reflux neterm.	0,710	0,257	25,7	0,065	0,307	49,0	—	0,015	0,069
10	1,000	0,500	1 :0,5	I	Ø 25	5 reflux term.	0,730	0,190	19,0	0,088	0,345	50,05	0,8500	0,012	0,105
11	1,000	0,500	1 :0,5	I	Ø 25	6	0,760	0,258	25,8	0,050	0,275	43,9	0,8617	0,059	0,099
12	1,000	0,500	1 :5	II	Ø 25	4	0,725	0,265	26,5	0,040	0,270	43,6	0,8573	—	0,140
13	0,710	0,710	1 :1	I	Ø 25	3,5	0,460	0,130	13,0	0,065	0,191	39,0	0,8616	0,020	0,105
14	0,510	0,680	1 :1,3	I	Ø 25	3	0,345	0,090	9,0	0,030	0,235	66,2	0,8557	0,020	0,080
15	1,000	0,710	1 :0,7	I	Ø 25	4,5	0,680	0,213	21,3	0,022	0,232	35,0	0,8590	0,047	0,160
16	1,000 recup.	0,500	1 :0,5	I	Ø 25	6	0,765	0,297	29,7	0,052	0,205	34,5	0,8585	0,020	0,165
17	1,000	0,500	1 :0,5	I folosit odată	Ø 25	6	0,710	0,205	20,5	0,115	0,255	38,0	0,8547	0,025	0,100
18	1,000	0,500	1 :0,5	I+ 10%CaO	Ø 25	7	0,730	0,170	17,0	0,160	0,080	0,87	0,8559	0,155	0,060
19	1,000	0,500	1 :0,5	I	Ø 25	5	0,760	0,125	12,5	0,225	0,305	41,4	0,8604	0,020	0,085
20	0,472	0,710	1 :1,5	I	Ø 25	2	0,355	0,140	14,0	0,060	0,120	42,5	0,8000	0,040	0,060

Acetona recuperată poate fi utilizată ca adaos în proporție de 30% la acetonă neîntrebuințată, randamentele fiind și în acest caz convenabile în raport cu cele descrise anterior. Apreciind posibilitatea obținerii oxidului de mesitil într-o singură fază, într-un timp relativ scurt, am considerat că această metodă este mai indicată decît cele anterioare, deși randamentele în produs finit nu sînt mai mari.

III. *Reducerea oxidului de mesitil la metil-izobutil-carbinol* are loc după următoarea schemă :



În lucrările efectuate reducerea a fost realizată așa cum am mai amintit, la temperatură și presiune ordinară, în prezența unui catalizator de Nichel-Raney platinat.

Pentru prepararea catalizatorului am folosit un aliaj Ni-Al cu un conținut în nichel variabil între 33,4 și 37%. Pentru prepararea catalizatorilor de tip Ni-Raney, în literatură sînt indicate aliaje cu un conținut în Ni de 50, 42 și 30%.

În lucrările efectuate pentru prepararea unui catalizator cu activitate optimă la încercările de reducere a oxidului de mesitil la metil-izobutil-carbinol la presiune ordinară s-au adus modificări asupra următorilor factori : durata de încălzire, temperatura, timpul de digestie, conținutul în platin al catalizatorului, durata agitării și *p*H-ul la care s-a făcut platinarea.

Ca rezultat al acestor lucrări s-a constatat că după digestia în timp de 50 min la 50°C a aluminiului din aliaj, încălzirea peste o oră la 105—107°C micșorează mult activitatea catalizatorului, în timp ce o încălzire de 30′ pînă la 100°C cu agitare energică favorizează obținerea unui catalizator piroforic și activ. O platinare corespunzătoare a nichelului s-a obținut tratînd nichelul sub agitare cu o soluție diluată de acid hexacloroplatinic (cca. 1,5%) adăugată în porțiuni mici, la un *p*H = 7 al suspensiei de nichel, urmată de o agitare energică, timp de 30 min. Conținutul în platin al catalizatorului a fost de 5% față de nichel. După preparare, catalizatorul a fost păstrat în alcool etilic, la o temperatură de 2—3°C, menținîndu-și astfel timp de o lună activitatea inițială. Hidrogenul necesar operațiilor de reducere a oxidului de mesitil a fost preparat în laborator folosind un aparat Kipp de tip obișnuit, prin acțiunea soluției de acid clorhidric pur 1:1 asupra granulelor de Zn pur lipsit de arsen. Granulele de Zn au fost tratate în prealabil cu o soluție de SO_4Cu 3%. Hidrogenul obținut a fost trecut pentru purificare printr-un vas spălător cu o soluție de permanganat de potasiu și introdus într-un tub de colectare gradat. Admisia și evacuarea hidrogenului în vasul de reacție s-a făcut prin dislocuire cu ajutorul apei. Aparatul de agitare întrebuințat a fost de tipul celor cu mișcare dute-vino, cu o frecvență de 25 mișcări complete pe minut. S-a întrebuințat un balon de sticlă cu trei gîturi,

de tipul celor obișnuite pentru reacții de sulfonare. La cele trei deschideri ale balonului, prin legături elastice de cauciuc, erau prevăzute, lateral, tubul de admisie al hidrogenului și tubul de aspirare inițială a aerului din instalație, iar central o pîlnie picătoare pentru admisia oxidului de mesitil și hidroxidului de sodiu pe parcurs, și un termometru. În majoritatea lucrărilor am folosit un balon de 1 000 ml, din care, față de ansamblul reactanților și de alcool ca mediu de reacție, volumul util reprezenta 25%.

În încercările de reducere efectuate, am utilizat în medie — față de oxidul de mesitil în raport gravimetric — 25% catalizator Ni-Raney platinat. Mediul de reacție corespunzător a fost asigurat, trecînd inițial un gram de catalizator în 12—15 ml alcool etilic de 96%.

Reducerile efectuate curent cu 20 g oxid de mesitil, avînd $D_4^{25} = 0{,}8617$ și $n_D = 1{,}445$, au fost efectuate cu 5 g catalizator Ni-Raney, suspendat în 60 g alcool etilic 96% și au decurs în 2 faze.

În prima fază a reacției s-au adăugat catalizatorului 10 g oxid de mesitil, iar debitul curentului de hidrogen a fost de 49 ml/min. Un adaos de 0,5 ml soluție hidroxid de sodiu 40% a menținut viteza de absorbție a hidrogenului la valoarea inițială, atunci cînd s-a observat o micșorare a acestuia.

În faza a doua a reacției s-a adăugat restul de 10 g oxid de mesitil, în momentul în care s-a observat — după introducerea primei cantități de hidroxid de sodiu — o micșorare a vitezei de absorbție, pînă la stagnare. În această fază a reacției, viteza de absorbție a hidrogenului s-a micșorat de la valoarea inițială la 26 ml/min. O reducere a acestei viteze de absorbție a necesitat, pentru cantitățile indicate, o nouă activare a reacției cu 2 ml soluție de hidroxid de sodiu 40%. Din încercările efectuate s-a constatat că spre sfîrșitul fazei a doua a reacției, odată cu micșorarea vitezei de absorbție a hidrogenului, o altă alcalinizare nu are nici un efect. Final, amestecul de reacție a fost decantat pentru separarea catalizatorului, iar soluția alcoolică a fost supusă unei rectificări la presiune de 25 mm Hg. În balonul de distilare, în locul aerului s-a admis azot. În aceste condiții, metil-izobutil-carbinolul a distilat la 70°C.

Produsul obținut este incolor și are un miros caracteristic alcoolic, înțepător, avînd $D_4^{25} = 0{,}8177$ și $n_D^{20} = 1{,}4095$, față de valorile $D_4^{14} = 0{,}8083$ și $n_D^{20} = 1{,}4103$, $n_D = 1{,}409$, indicate de liateratură. În condițiile descrise mai sus, pentru reducere, la care s-a obținut randamentul maxim de 55%, ca și pe baza randamentului mediu 66,2%, realizat la obținerea oxidului de mesitil, randamentul total în metil-izobutil- carbinol față de acetonă revine la 34,4%.

În ceea ce privește randamentul total al metodei, se pot face următoarele precizări :

— randamentul realizat la faza de obținere a oxidului de mesitil depășește valoarea de 50% a metodei optime indicate de literatură ;

— randamentul realizat la reducerea oxidului de mesitil nu a putut fi mărit peste valoarea indicată, deși am încercat o serie de variante, așa cum reiese din tabela 4, variind succesiv toți parametri, care pot influența eficacitatea metodei.

Tabela 4

Nr. crt.	Oxid de mezitil g	Catalizator g	Temp. °C	NaOH 36°Bé c^3	Timp reducere min	Cant. H_2 ml	Metilizobutilcarbinol D	Catalizator folosit	Metilizobutilcarbinol g	Metilizobutilcarbinol %
1	20	5,0	28	3,00	355	9 000	1,4090	Catalizator 1 *	7	33,6
2	20	6,0	28	2,00	328	9 650	1,3930	Catalizator 2 *	7	33,6
3	20	6,0	28	4,50	279	10 000	1,4095	Catalizator 3 *	11	52,9
4	20	6,0	28	4,00	294	9 600	1,4090	Catalizator 4 *	10	48,0
5	20	6,0	28	2,50	333	10 200	1,4085	Catalizator 5 *	12	55,0
6	20	6,0	28	1,50	212	6 000	1,4060	Catalizator 6 *	5	24,0
7	100	25,0	28	23,75	361	31 200	1,4090	Cataliz. păst. 45 zile	7	—
8	100	33,0	28	5,00	283	36 000	1,4090	Cataliz. păst. 45 zile	7	—
9	20	6,0	28	1,50	205	9 000	1,4090	Catalizator 7 *	9	43,2
10	100	25,0	28	5,50	405	37 200	1,4105	Cataliz. reactiv. 1 *	15	—

* Preparea catalizatorului este indicată în tabela anexă 4.

Anexa la tabela 4

Nr. crt.	Aliaj folosit 37% Ni g	Sol. NaOH 36°Bé c^3	Temp. la digestie °C	Durata digestiei, min.	Temp. după digestie, °C	Durata fierberii, min.	Agitare	Platinarea, °C	Pt. $Cl_4 2HCl\ 6H_2O$, g	Conținut în Pt. g	Timp de agit. după platin. min.	pH la platinare	Activitate	Neutralizare
1	20	147	50±2	60	Pînă la 100°C	30	Energică	28	0,7964	0,25	30	7	Piroforic activ	Spălare cu
2	20	147	50±2	60	Pînă la 100°C	60	,,	28	0,7964	0,25	60	7	,,	H_2O dist. p.
3	20	147	50±2	60	Pînă la 100°C	30	,,	28	0,7964	0,25	30	7	,,	la pH=7
4	20	147	50±2	60	Pînă la 100°C	30	,,	28	0,7964	0,25	30	7	,,	,,
5	20	147	52	60	Pînă la 100°C	30	,,	28	0,7964	0,25	30	7	,,	,,
6	Ni 33,4% g / 20	147	50	60	Pînă la 100°C	30	,,	28	0,7964	0,25	15	7	,,	,,
7	20	147	50	60	Pînă la 100°C	30	,,	28	0,7964	0,25	30	7	,,	,,

f. 2163/62
LEFORDITVA

Analiza spectrului energetic al radiațiilor gama provocate în sonde

Ing. Al. VORONCA și ing. M. ANTONIER

Se cunosc deja mai multe procedee de cercetare a rocilor întîlnite în găurile de sondă prin metode radioactive, unele utilizînd proprietățile radioactive naturale ale rocilor iar altele proprietățile radioactive provocate (artificiale).

Metoda pe care o vom expune urmărește analiza spectrului energetic al radiațiilor γ provocate în găurile de sondă în scopul explorării ei. Acest procedeu este caracterizat prin bombardarea găurilor de sondă prin surse emițătoare de neutroni rapizi a căror energie este cel puțin egală cu energia nucleară caracteristică a unui element determinat din rocile din gura de sondă. În urmă se înregistrează radiațiile γ rezultate din acest bombardament neutronic de energie de același nivel cu energia nucleară caracteristică a elementului cercetat. Cercetarea se face în lungul găurii de sondă determinîndu-se concentrația acestui element la diversele adîncimi, cu ajutorul unui cablu electric ce poartă dispozitivul de fund adecvat acestor măsurători și care prin cablul electric transmite la suprafață semnale electrice datorite înregistrărilor radioactive făcute în gura de sondă pentru detectarea elementului cercetat.

O clasă de elemente ce compun rocile ce se găsesc în găurile de sondă, conținînd calciu, carbon, hidrogen, magneziu, oxigen, siliciu, sulf, produc dacă sînt bombardate cu neutroni rapizi la un anumit nivel de energie caracteristică, o radiație γ provocată avînd, de asemenea, un nivel de energie caracteristică, ce se distinge clar pentru fiecare din cele șapte elemente amintite (tabela nr. 1).

Tabela 1

Substanța iradiată	Energia fotonilor M.e.v.	Izotopii ce produc fotonii
Magneziu	1,37	Mg^{22}
Siliciu	1,78	Si^{22}
Hidrogen (apă)	2,20	K^{2}
Hidrogen (țiței)	2,20	H
Sulf	2,25	S^{32}
Calciu	3,73	$Ca^{\circ\circ}$
Carbon	4,40	C^{22}
Carbon (țiței)	4,40	C^{22}
Oxigen (apă)	6,70	O

S-a constatat că alte elemente existente în rocile din gaura de sondă, de exemplu clorul, fierul și sodiul, nu au asemenea proprietăți ușor decelabile.

Procedeul ce-l vom descrie produce neutroni monocromatici fără a produce și radiații γ, ca consecință radiațiile γ provocate prin bombardare, cu neutroni nu vor fi influențate în mod direct de sursa de bombardare, spre deosebire de alte procedee ce produc neutroni rapizi ca de exemplu sursele de poloniu-beriliu, radiu-beriliu, care emit în afară de neutroni și unele radiații γ ce pot influența măsurătorile într-o măsură oarecare.

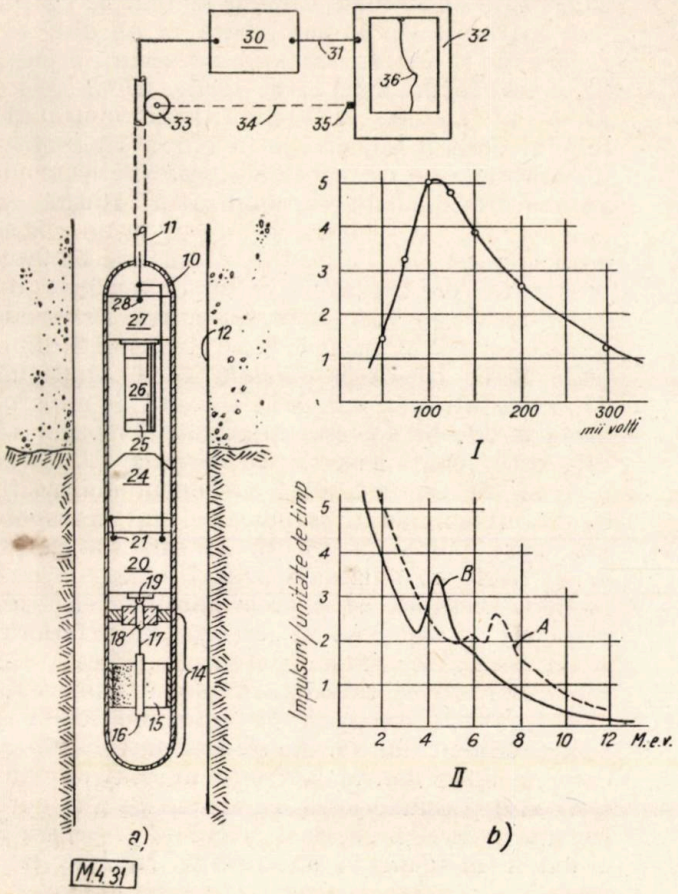
În fig. 1, *a* se poate vedea un dispozitiv de fund emițător de neutroni rapizi monocromatici, care prin bombardarea găurii de sondă provoacă radiații γ ce pot fi selecționate pe o bandă limitată de energie, așa fel că înregistrarea radiațiilor γ provocate să fie limitate la un nivel restrîns predeterminant al spectrului radiațiilor γ, permițînd detectarea numai a unuia din cele, șapte elemente Ca, C, H, Mg, O, Si, S.

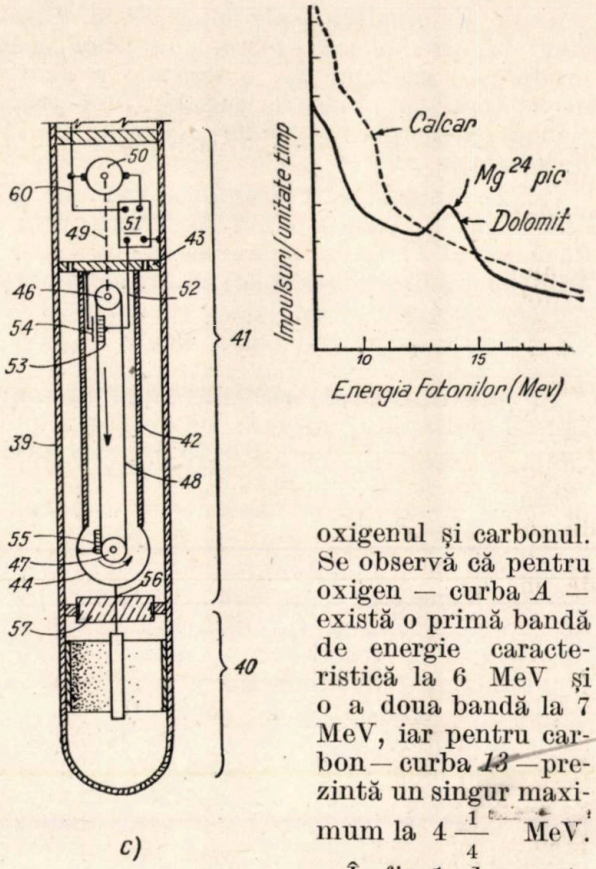
Dispozitivul de fund (electroda) din fig. 1 *a* este formată dintr-o carcasă *10* metalică ce protejează aparatura din interiorul ei. În partea inferioară ea posedă un compartiment *14*, în care se află o sursă de neutroni monocromatici. Sursa de neutroni este realizată astfel: se umple compartimentul inferior, ce este etanș, cu deuteriu gazos (H^2) la o presiune redusă de $10^{-3} - 10^{-5}$ mm de mercur. O electrodă — țintă *15* avînd forma unei plăci cilindrice metalice, este montată în interiorul carcasei *10*; ea este acoperită la interior printr-un strat subțire de zirconiu care a absorbit tritiu gazos (H^3). Electroda-țintă rămînînd totuși de formă cilindrică, poate fi făcută dintr-un număr oarecare de segmenți de aluminiu pe care s-a vaporizat zirconiu și care pe urmă a absorbit tritiu, segmenții putînd fi montați de așa manieră în interiorul carcasei *10*, ca să poată constitui o țintă metalică cilindrică. Electroda *15* este legată electric de carcasă *10*.

O electrodă centrală cilindrică *16* este montată în axa carcasei *10* în centrul electrodei *15*, prin intermediul unei piese izolatoare nereprezentată în figură și este legată printr-un conductor *17* și o bornă izolantă *18*, la borna pozitivă *19* a unei surse de mare tensiune *20*. Borna negativă *21* a sursei *20* este legată la

carcasa *10* a dispozitivului, aşa fel că tensiunea produsă de sursă *20* acţionează accelerînd deutronii spre electroda-ţintă *15*.

Pentru o presiune dată a deuteriului din compartimentul *14* din fig. 1, *a*, fluxul maxim al neutronilor este produs de o tensiune de accelerație de aproximativ 100 000 V. Totuşi





şi pentru tensiuni relativ destul de joase, se produce un flux de neutroni apreciabil.

Cu toate că este mai avantajos să se utilizeze tensiuni destul de ridicate, neutronii pot fi produşi şi la tensiuni mai coborîte pînă la un minimum de circa 5 000 V.

Bombardînd tritiul cu deutroni la o tensiune de cel puţin 5 000 V se produc neutroni rapizi, avînd o energie pînă la 14 milioane electronivolţi (MeV), fără ca să se emită şi radiaţii γ. Neutronii astfel produşi bombardează pereţii găurii de sondă *12* purtînd nucleele unor elemente ale rocilor întîlnite, în stare de excitaţie, pe care o numim „nivel de energie caracteristică" şi care este un nivel de energie superior nivelului de energie al unui nucleu neexcitat (în stare stabilă). O dispersie neelastică de neutroni are ca efect o excitare a nucleelor acestor elemente la un nivel caracteristic de energie. Aceste nuclee excitate se întorc la starea stabilă, liberînd în acel moment o energie sub formă de radiaţii printre care şi radiaţii γ, de o natură bine precizată pentru ele, ceea ce permite identificarea lor. Cum se vede în fig. 1, *b*, numărul (N_E) de radiaţii γ produse de energii care sînt situate într-un domeniu restrîns, funcţie de energia (E) a centrului domeniului corespunzător acestor radiaţii γ şi care în cazul fig. 1, *d* reprezintă două elemente: oxigenul şi carbonul. Se observă că pentru oxigen — curba *A* — există o primă bandă de energie caracteristică la 6 MeV şi o a doua bandă la 7 MeV, iar pentru carbon — curba *B* — prezintă un singur maximum la $4\frac{1}{4}$ MeV.

În fig. 1, *d* se poate vedea cum se poate distinge dolomitele de calcare direct în găurile de sondă. Magneziul excitat printr-o bombardare cu neutroni rapizi de energie 14 MeV, diferenţiază dolomitele de calcare prin picul de 1,37 MeV pe care îl prezintă Magneziul, spre deosebire de Ca care nu prezintă nici un pic caracteristic.

S-a constatat că cercetînd detectarea Na, Fe, şi a Cl printr-un similar, aceste elemente nu prezintă anomalii (abateri) tot atît de pronunţate şi caracteristice în spectrul radiaţiilor γ care să permită detectarea lor.

Dacă elementele din tabela 1 există în rocile formaţiilor din gaura de sondă, prezenţa unor proprietăţi distinctive ale acestor elemente şi lipsa completă a acestor proprietăţi pentru alte elemente, permite să se lămurească natura terenurilor din gaura de sondă, detectîndu-se precis prezenţa Ca, C, H, Mg, O, Si şi S.

Măsurătorile descrise mai sus pot fi făcute prin aparatul reprezentat în fig. 1, *a*, în care sînt utilizate un contor cu scintilaţie (scintilo-

metru) asociat cu un analizor al amplitudinilor pulsațiilor. Un cristal de scintilație *25* (iodură de sodiu, taliu activat) este montat la partea inferioară și în vecinătatea ferestrii unui tub fotomultiplicator *26*. Cristalul *25* este protejat de sursa compartimentului *14* printr-un ecran de cupru *24* care împiedică neutronii să se dirijeze spre cristalul *25*. Tubul fotomultiplicator și circuitele sale montate în dispozitivul *27*, produc sub efectul pulsațiilor ușoare produse în cristalul *25*, o serie de pulsații în dispozitivul *27*. Fiecare pulsație fiind proporțională cu energia radiațiilor γ ce ating cristalul de scitilație *25*.

Aceste pulsații sînt transmise unui analizor diferențial al amplitudinii lor, încorporat în dispozitivul *27* și care produce la borna sa de ieșire *28* o indicație (semnal) electrică proporțională cu numărul de radiații γ ce ating cristalul *25*, produse în limitele unei bande de energie dată.

În practică, analizorul diferențial al amplitudinii pulsațiilor, montat în dispozitivul *27*, poate fi reglat în mod selectiv pentru fiecare coborîre a dispozitivului de fund *10* în gaura de sondă, de așa manieră ca să dea la borna *28* o indicație (semnal) electrică în funcție (și de preferință proporțională) de numărul radiațiilor γ, avînd o energie cuprinsă în limitele unei bande de energie aleasă și specifică unui element ce dă o emisie caracteristică de radiații γ sub un bombardament de neutroni. O asemenea indicație este transmisă la suprafață printr-un cablu electric *11*, unde este primită de un amplificator *30*, de la care este transmisă prin cablul *31* la un înregistrator *32*. Aparatul de înregistrare este cuplat de roata unui dispozitiv (geamblac) *33* montat la gura puțului, permițînd înregistrarea variațiilor concentrației unui anumit element raportată la adîncimea sondei. Eficacitatea detectării unui element dat depinde de reglajul analizorului ce înregistrează mărimea (înălțimea) pulsațiilor *27*, a caracteristicii sale de bază și a lărgimii bandei de energie.

Analizorii amplitudinii pulsațiilor sînt bine cunoscuți în lumea specialiștilor. Pentru a simplifica problema transmiterii semnalelor electrice prin cablu din gaura de sondă la zi, „discriminatorul amplitudinii pulsațiilor" se montează în dispozitivul de fund, el putînd face parte din dispozitivul *27*. De asemenea pot fi utilizate dispozitive cu mai multe canale pentru detectarea simultană a fiecărui element ce produce un fenomen de rezonanță caracteristică.

Fig. 1, *c* reprezintă o parte din dispozitivul de fund de explorare, ce conține ca sursă de tensiune un generator tip Van de Graff.

Elementele ce compun generatorul sînt montate în mod convenabil in interiorul și la partea inferioară a carcasei *39* a dispozitivului de fund, ca și la dispozitivul din fig. 1, compartimentul inferior *40* este etanș față de restul carcasei *39* și conține cele necesare pentru a produce o reacție deuteriu (H^2) asupra tritiului (H^3), atunci cînd aceste elemente sînt supuse unei excitații din partea generatorului de tensiune.

Cel de-al doilea compartiment *41* al carcasei *39* conține un element tubular izolant *42* agățat prin extremitatea sa superioară la un disc *43*. El poartă la extremitatea sa inferioară o piesă 44 avînd forma unei sfere goale. Două rotițe *46* și *47* așezate la extremitățile opuse ale tubului izolant *42*, conduc o curea *48* confecționată din mătase, cauciuc, hîrtie sau dintr-un alt material izolant corespunzător. Rotița *46* este cuplată printr-o transmisie *49* la un motor de antrenare *50*. O sursă de tensiune *51* este prevăzută pentru a dezvolta o tensiune de ordinul a 5 000 V la ieșirea din sursă. Printr-un conductor *52*, tensiunea este transmisă la o perie *53* ce freacă pe cureaua *48*. O electrodă *54*, depărtată de peria *53* și așezată de cealaltă parte a curelii *48*, este racordată la placa *43* care este legată electric de carcasa *39*. Dacă cureaua *48* se deplasează în sensul indicat în figură, sarcini electrice pozitive sînt transportate spre partea inferioară în direcția rotiței *47*. O perie *55* adiacentă rotiței *47* este legată la sfera metalică *44* și preia sarcinile electrice ale curelei *48*, ceea ce crează la exteriorul sferei metalice *44* un potențial ridicat. Un conductor *56* ce traversează blocul izolant *57* este legat la electroda de tensiune înaltă a compartimentului *40*. Acest compartiment *40*, cum s-a spus mai înainte este umplut cu deuteriu la o presiune joasă. În scopul de a asigura izolarea electrică necesară sferei *44* și pentru a o putea menține la o tensiune ridicată este necesar ca compartimentul *41* să fie umplut cu un gaz izolant, sub o presiune relativ ridicată. De exemplu, compartimentul *41* poate fi umplut cu un gaz compus din 85% azot și 15% bioxid de carbon, la o presiune de 1,4 kg/cm^2, ceea ce permite crearea unui potențial ridicat între sfera *44* si carcasa *39*, fără să se producă o descărcare electrică prin formarea unui arc voltaic între aceste piese.

Motorul electric *50* și sursa de tensiune *51* sînt alimentate cu energie electrică printr-un conductor *60* și mai departe printr-un cablu electric adecvat ce merge pînă la suprafața solului, și prin care se transmit, de asemenea, semnalele electrice produse de radiațiile γ datorite bombardării cu neutroni a rocilor din gaura de sondă, urmare reacției deuteriului asupra tritiului din camera *40*.

★

În operațiile obișnuite de bomardarea găurilor de sondă cu neutroni rapizi produși de sursele poloniu-beriliu, rezultă un flux de ne-

utroni caracterizat printr-o mare neomogenietate energetică și un procentaj redus de neutroni de energie mai ridicată, în plus aceste surse produc direct și radiații γ; întrebuințînd aceste surse vom avea condiții de înregistrare a spectrului energiei radiațiilor γ inferioare utilizării surselor de neutroni monocromatici de mare energie (14 MeV).

Metoda expusă permite :

Explorarea găurilor de sondă prin detectarea cantitativă a unui singur element determinat, prin bombardarea rocilor cu neutroni rapizi avînd energii superioare nivelului de energie nucleară caracteristică elementului ales, după aceea detectîndu-se componenta radiațiilor γ produse de acești neutroni în limitele unei bande de energie restrînsă, cuprinzînd nivelul de energie caracteristică respectivă (tabela 1), ceea ce permite detectarea cantitativă a elementului cercetat în lungul găurii de sondă (Ca, C, H, Mg, O, Si, S).

Neutronii sînt produși la un nivel ridicat de energie simplă și lipsită de radiații γ, prin reacția deuteriului asupra tritiului, accelerîndu-se ionii de deuteriu spre nucleele de tritiu, producînd neutronii monocromatici de înaltă energie cu care se bombardează gaura de sondă în lungul ei.

De remarcat în plus că neutronii sînt produși numai la dorința operatorului, adică după ce sursa este coborîtă în găurile de sondă, deci nocivitatea acestor surse este total redusă.

Metoda *„Analizei spectrului energetic al radiațiilor γ provocate"* în găurile de sondă permite detectarea cantitativă a Ca, C, H, Mg, *O*, Si și S, apropiindu-se de precizia analizelor spectrului de lumină al elementelor chimice.

BIBLIOGRAFIE

[1] Colecția O.S.I. brevete franceze cl. E. — 21 b. — 1959 — 1960.
[2] Nucleonics dec. 1958.

Note

Tendința nouă în cocsificare

D. JOHN SCHALLENBERG

Cînd cuptoarele pentru cocs cu recuperarea subproduselor erau o noutate a industriei la începutul acestui secol ele reprezentau un progres incontestabil pentru acei care le instalau. Subprodusele rezultate sporeau valoarea peste speranțele cele mai optimiste ale producătorilor reușind să acopere cheltuielile întregii exploatări a cutpoarelor.

Cu timpul cocsul pierzîndu-și întîietatea față de sulfatul de amoniu bezen, toluen, xilon, naftalină, fenoli și alte cîteva produse de mare valoare din domeniul chimiei a început să fie considerat ca un subprodus.

Rațional la timpul lor, cuptoarele de cocs cu recuperarea subproduselor prezentau avantajele unui spațiu redus — în comparație cu vechile cuptoare — și a posibilității exploatării chiar în zonele orașelor fără pericolul impurificării aerului datorită prelucrării aproape integrale a gazelor de cocs.

Datorită prețului de cost ridicat al construcției și exploatării, preț de cost ce depășea resursele financiare ale proprietarilor de mine, producerea cocsului a trecut din mîinile exploatatorilor de mine în mîinile producătorilor de oțel care dispuneau de capitaluri mai mari. La aceasta a contribuit și faptul că transportul cărbunelui brut de la mină la oțelărie are un preț de cost sensibil egal cu transportul cocsului, deoarece cărbunele este mai puțin voluminos și ocupă un spațiu mai mic la transport.

Se utilizează aproape 3 vagoane încărcate ușor pentru a transporta aceiași cantitate de carbon sub formă de cocs în comparație cu două încărcături grele sub formă de cărbune echivalent. Chiar azi inginerii și economiștii pot găsi mici diferențe pentru a alege între prețurile relative la transportul cărbunelui și cocsului.

Cu toate acestea veniturile rezultate din chimizarea cărbunelui nu prezentau avantaje pentru societățile de exploatare a cărbunelui, acestea nedispunînd de capitalul necesar montării și exploatării cuptoarelor cu recuperarea subproduselor. Cuptoarele vechi au devenit din ce în ce mai puțin active în Pensilvanya occidentală, Virginia de vest, Virginia, Kentucky și în alte părți.

Din cauza concurenței produselor chimice din petrol care au apărut simultan cu rapida accelerare a producției petrolului modificarea generală a industriei este iminentă deoarece veniturile din subproduse au început să scadă și oțelăriile au început să renunțe la exploatarea cuptoarelor de cocs. Produsele chimice din petrol au un avantaj natural asupra acelorași produse chimice din cărbune deoarece cărbunele trebuie mai întîi să fie transformat în lichid și apoi transformat în formele chimice dorite ; petrolul din contra, este un lichid și el nu mai are nevoie de transformarea suferită de cărbune.

Chimicalele produs din petrol sînt mai ieftine decît produsele chimice din cărbune și din acest motiv acestea nu au mai putut aduce beneficii suficiente pentru a satisface prețul ridicat al manoperei și amortizării capitalului investit.

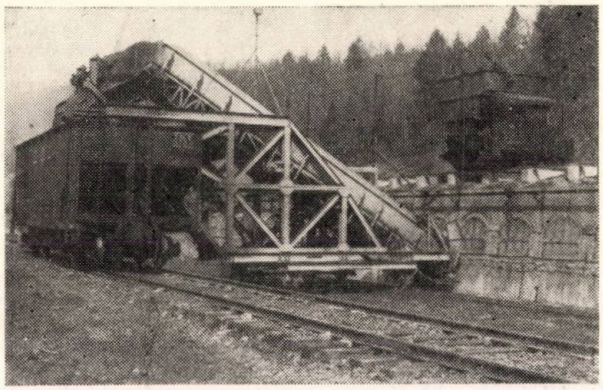
Excesul de gaz din cutpoarele de cocs cu recuperarea subproduselor își păstrează valoarea de combustibil cu utilizarea locală. Cîteva oțelării au abandonat recuperarea normală a subproduselor și transportă prin conducte gazele de cocsificare direct la cuptoarele înalte pentru a produce căldură suplimentară și ceva combustibil suplimentar.

Considerînd că reducerea prețelor pentru chimicalele obținute din cărbune prețul mare al investițiilor și prețul extrem de ridicat al forțelor de muncă la cuptoarele de cocs

cu recuperarea subproduselor, produsele chimice din cărbune au un viitor nesigur, cu atît mai mult cu cît produsele chimice din petrol sînt mai ieftine. Cu toate acestea deşi cererea însăşi a pieţii se măreşte nu reiese însă că chimicalele din petrol vor rămîne singurele.

O privire la rezervele lumii a sugerat de asemenea pentru viitorul îndepărtat o epuizare mai devreme a resurselor de petrol decît cele de cărbune. În momentul de faţă exploatatorii cuptoarelor pentru recuperarea subproduselor examinează din nou factorii economici care erau atît de limpezi în favoarea lor la începerea exploatării. Cîţiva din ei au încetinit ritmul expansiunii cuptoarelor de cocs. Foarte puţini au urcat costul investiţiilor unor noi instalaţii pentru subprodusele cocsului.. Mulţi studiază posibilitatea exploatării cuptoarelor pentru subproduse existente pe o bază de nerecuperare. Cîţiva au făcut-o deja.

Ansamblul acestor fapte nu are nimic a face se pare, cu cererea şi consumul total de cărbune, însă el va afecta mult integrarea şi lărgirea operaţiilor societăţilor de exploatare a cărbunelui. Economiştii au numit acum cîtva timp absorbirea de către oţelării a unei surse de materii prime — instalarea cuptoarelor lor proprii care produc — integrarea înapoi (a se întinde înapoi ca să absoarbă sursele lor de aprovizionare). Societăţile exploatatoare de cărbune par acum destinate să se reîntoarcă la producerea cocsu-



lui şi astfel la operaţia astăzi făcută în cele mai multe cazuri de clienţii lor. Această nouă expansiune a societăţilor exploatatoare de cărbuni va fi numită de economişti integrare înainte.

Ce formă va adopta această integrare înainte? Ce instalaţii vor să introducă societăţile de cărbune şi care vor fi obligaţiile comerciale pe care le vor întreprinde?

Instalaţiile fiind scumpe, societăţile exploatatoare de cărbune doresc să-şi asigure un preţ de desfacere convenabil pentru reprodusele rezultate din aceste instalaţii.

Dezvoltarea comercială impune extinderea contractelor de furnizare a cocsului pe termen lung. În prezent o societate pentru exploatarea cărbunelui şi fabricarea cocsului (care nu a scos cuvîntul „cocs" din firma sa) a încheiat recent un contract pe 10 ani cu o oţelărie depărtată şi de asemenea de curînd o societate carboniferă a perfectat o înţelegere pe un termen de 10 ani să furnizeze cocs unei uzine chimice vecine şi în fine, o altă societate carboniferă este pe punctul de a încheia un contract de furnizare a cocsului pe termen de 15 ani unei alte oţelării la o depărtare oarecare. Alte societăţi sînt în tratative cu consumatorii de cocs şi sînt pe punctul de a încheia şi oferi contracte pentru furnizare de cocs pe termen lung.

Este prea devreme de a cita exemple a unor oţelării care şi-ar opri cuptoarele lor de cocs proprii pentru a cumpăra cocsul necesar de la alţii, deşi sînt mulţi cei ce consideră această posibilitate cu o mare seriozitate şi cîţiva dintre ei negociază în mod activ cu societăţile exploatatoare de cărbune pentru furnizarea cocsului pe bază de contract pe termen lung.

În faţa posibilităţii unei cereri din ce în ce mai mari şi continui multe societăţi exploatatoare de cărbunii vor repune în funcţiune imediat cîteva dintre ele la finele anului 1961, instalaţiile de cocsificare pe care le-au abandonat în anii trecuţi.

Noile instalaţii de cocsficare. În ceea ce priveşte direcţiile în care se vor orienta societăţile producătoare de cocs în alegerea noilor instalaţii de cocsificare nu pot fi precizate. Cei care vor prevedea pieţe mari de desfacere pentru produsele chimice din cărbune nu vor ezita să extindă uzinele lor existente de cocs cu recuperarea subproduselor fie cu instalaţii complet integrate pe scară mare cum sînt marile instalaţii ale unor oţelării, fie instalaţii mult mai simple cu „semiproduse recuperate" destinate numai pentru recuperarea gudroanelor, gazelor şi uleiurilor uşoare. Cei ce nu prevăd pieţe de desfacere pentru subprodusele chimice vor instala cuptoare fără recuperare. Cîţiva dintre exploatatorii cuptorului fără recuperare se vor întoarce la cuptoarele vechi cele mai ieftin de procurat şi care se pun în funcţiune cel mai repede. Alţii vor fi îngrijoraţi de costul ridicat al manoperei necesare exploatării acestor cuptoare vechi şi vor alege cuptoarele noi orizontale, cu camere înguste şi lungi care se pretează la o mecanizare uşor de introdus. Cîţiva producători vor să vadă avantaje în utilizarea cuptoarelor de cocs rotative.

Cea mai populară dintre aceste alternative conform indicaţiilor prezente va fi cuptorul orizontal cu camere lungi şi înguste, cîte odată cu echipament auxiliar pentru captarea fumului şi recuperarea gazului, gudronului şi uleiurilor uşoare ce vor fi vîndute sub forma nerafinată. Chiar incluzînd acest echipament de recuperare costul echipamentului cuptorului de acest tip orizontal este mai mic decît echipamentul tip vertical şi numărul lucrătorilor necesari pentru exploatarea lui comparat cu instalaţiile de cocsificare cu recuperarea subproduselor de aceeaşi capacitate este doar o fracţiune.

Tendinţele către contractele e termen lung pentru furnitura de cocs şi întoarcerea accelerată a operaţiilor de cocsificare la societăţile de exploatarea cărbunelui reiese în mod clar. Va fi interesant să se observe formele în care aceste elemente se vor manifesta.

Acei dintre noi însărcinaţi cu confecţionarea echiamentului pentru instalaţiile de cocs fie pentru cuptoarele de cocs cu recuperarea produselor, sau semisubproduselor sau fără recuperare, se bucură de posibilitatea ce li se oferă de a furniza din nou pe piaţa minelor de cărbuni. Vom face tot ceea ce este cu putinţă de a oferi maşini de calitate la preţuri mici şi la termene de livrare scurte, încercînd ca întotdeauna să aducem la exploatările miniere echipament optim bazat pe progresul economic cel mai recent.

Prezentul articol a fost publicat la rugămintea autorului.

Al II-lea Congres Internațional Minier „Creșterea rentabilității în industria minieră"

Praga, 15—20 mai 1961

Cel de al II-lea Congres internațional minier, ce a avut loc la Praga între 15 și 20 mai 1961 a avut ca temă — „Creșterea rentabilității în industria minieră". La lucrările congresului au participat reprezentanți din 21 de țări și anume :

Belgia (6 delegați)
R.P. Bulgaria (6 delegați)
Ceylon (1 delegat)
R.P. Chineză (7 delegați)
Franța (11 delegați)
Olanda (3 delegați)
Italia (5 delegați)
Japonia (2 delegați)
R.P.F. Jugoslavia (3 delegați)
Canada (1 delegat)
R.P. Ungaria (26 delegați)
R.D. Germană (50 delegați)
R.F. Germană (10 delegați)
R.P. Polonă (116 delegați)
Austria (9 delegați)
R.P. Romînă (5 delegați)
R. Arabă Unită (1 delegat)
U.R.S.S. (46 delegați)
Suedia (1 delegat)
Anglia (14 delegați)
R.S. Cehoslovacă (175 delegați)

De asemenea a participat și un reprezentant din partea O.N.U.

Delegația R. P. Romîne a fost formată din adjunct al ministrului ing. *E. Metyas*, adjunct al ministrului ing. *Vlad Petru*; prof. *Kovacs St.* rectorul Institutului de Mine „Gh. Gheorghiu-Dej", ing. *Todea S.*, șeful planificării la Combinatul Carbonifer Valea Jiului

Lucrările Congresului au fost deschise la 15 mai 1961 de către Președintele comitetului cehoslovac de pregătire *M. Stanek*, adjunct al ministrului Combustibilului și Energiei și de către prof. *M. Krupinski*, președintele Comitetului Internațional de organizare a congreselor Miniere.

Prezidiul Congresului.

Participanții la Congres au fost salutați în numele guvernului R.S. Cehoslovace de către *M. Cevnik*, ministrul combustibilului și energiei. De asemenea, a adresat un salut Congresului și președintele Academiei cehoslovace de știință *L. Nejedly*.

Congresul și-a desfășurat lucrările în ședințe plenare, referatele fiind grupate după specific în 5 categorii după cum urmează :

Grupa I. **Noi metode de lucru în industria minieră**

— *Bihl M. C.* (Franța) : Tendințe noi la exploatarea cărbunilor din bazinul Lotaringiei.

— *Borecki M.* și *Zyzak J. (R. P. Polonă)* : Utilaje și tehnologii noi în industria minieră poloneză.

— *Clement M.* (Franța) : Exploatarea cărbunilor cu ajutorul lucrărilor de pușcare.

— Ministerul industriei carbonifere din R.P. Chineză.

— Exploatarea unui strat de cărbune de mare grosime prin abataje în V și rambleu hidraulic.

— Practica săpării puțului syuetsun prin cimentare la suprafață.

— Mina hidromecanizată a trustului Kaylon.

— Practica săpării rapide a puțului Pindinshan nr. 7.

— *Elekes A.* (R. P. Ungară) : Introducerea tehnicii noi în industria carboniferă a R. P. Ungare.

Masa delegației romîne la Congres.

— *Gilmaire P.* (Franța) : Mecanizarea săpării puțurilor

— *Hofbauer L.* și *Sebor G.* (R. S. Cehoslovacă) : Procedee chimice de prevenire și lichidare a focurilor de mină.

— *Hochsteller C.* (Austria) : Noi metode de accelerare a săpării galeriilor.

— *Chardon P.* (Franța) : Exploatarea unui zăcămînt de uraniu cu rambleu hidraulic.

— *Manfreda A. K.* (Austria) : Exploatarea prin găuri lungi de sondă la minele din Erzberg.

— *Meleskin S. M.* (U.R.S.S.) : Perfecționarea exploatării subterane a minereurilor.

— *Sudoplatov A. P.* (U.R.S.S.) : Căile perfecționării tehnologiei de exploatare subterană a cărbunilor în U.R.S.S.

— *Kovacs Șt.* (R.P.R.) : Problema prevenirii focurilor la minele din Valea Jiului.

— *Epstein I. V.* (Suedia) : Exploatarea minereurilor la Kirunevaze.

Grupa II. Mărimea optimă a unei mine și rentabilitatea sa

— *Labrousse M.* (Franța) : Exploatarea la zi a zăcămintelor de minereuri cu mare înclinare. Determinarea profilului și adîncimii.

— *Ortmann P.* (R.D.G.) : Deschiderea unei exploatări de săruri de potasiu cu capacitate economică de producție.

— *Polak J.* și *Kusma Z.* (R. S. Cehoslovacă) : Influența soluțiilor moderne de deschidere, exploatare, mecanizare și preparare a zăcămintelor de metale neferoase asupra economicității întreprinderii.

— *Praportnik B.* (Austria) : Măsuri pentru sporirea rentabilității exploatării subterane a cărbunilor bruni în condiții grele de zăcămînt.

Grupa III. Sporirea rentabilității

— *Adcock W. J.* (Anglia) : Progresul tehnic cu referire specială la susținerea modernă a abatajelor și automatizarea acestora.

— *Bartos J. (R. S.* Cehoslovacă) : Tendințe în dezvoltarea utilajelor și tehnologiei exploatării subterane a cărbunilor.

— *Dell, C. C.* și *Jowet A.* (Anglia- : Tendința și prepararea modernă a cărbunilor în Anglia.

— *Haertig H.* (R. D. Germană) : Transportul rocilor din descopertă în exploatările la zi de cărbune.

— *Hojdar J.* și *Kubec K.* (R. S. Cehoslovacă) : Desvoltarea exploatării cărbunelui brun în R. S. Cehoslovacă.

— *Krupinski B.* și *Lisowski A.* (R. P. Polonă) : Sporirea rentabilității în industria carboniferă ca urmare a Congresului Minier de la Katowice.

— *Melnikov N. V.* (U.R.S.S.) : Mecanizarea complexă a exploatărilor la zi în U.R.S.S.

— *Pipus D.* (R. P. F. Iugoslavia) : O nouă metodă de exploatare ca bază a creșterii productivității muncii și sporirii rentabilității la exploatarea de lignit de la Velenje.

— *Shoji Iki E.* (Japonia) : Despre exploatările de cărbuni de sub ocean din Japonia.

— *Topciev A. V.* (U.R.S.S.) : Mecanizarea și automatizarea proceselor de producție în industria carboniferă din U.R.S.S.

— *Twidele M. A.* (Canada) : Exploatarea prin rambleiere hidraulică în minele canadiene.

— *Venter J.* și *Stassen P.* (Belgia) : Exploatarea zăcămintelor de cărbuni plasate în roci moi.

— *Wehtton J. I.* și *King H. J.* (Anglia) : Calificare și planificare în industria minieră din Anglia.

— *Wöhlbier H.* (R. F. Germană) : Studii asupra posibilităților de folosire a prafului de cărbune ca filtru pentru stabilizarea rocilor în exploatările la zi.

— *Farka J.* (R. S. Cehoslovacă) : Problemele sporirii rentabilității în industria carboniferă a R. S. Cehoslovace.

Grupa IV. Aprecierea unei mine după factorii tehnico-economici

— *Bilkenroth G.* (R. D. Germană) : Caracterizarea minelor de cărbune brun după factorii tehnico-economici.

— *Booth J. N.* și *Cheetham W. R.* (Anglia) : Contribuția cercetărilor operaționale asupra eficienței exploatării și stabilirea performanțelor tehnice prin controlul producției.

— *Krupinski B.* și *Pelka B.* (R. P. Polonă) : Metoda de cercetare a unei exploatări miniere.

— *Mrozowski M., Kozubski E.* și *Rutowski T.* (R. P Polonă) : Minimul necesar de cercetări geologice pentru planificarea exploatărilor de cărbuni bruni.

— *Simon K.* (R. P. Ungară) : Costul materialului importat pentru susținerea metalică în industria carboniferă.

— *Vuchot L.* (Franța) : Realizarea unui combinat minier.

Grupa V Folosirea metodelor exacte în special a celor matematice pentru rezolvarea problemelor economice

— *Dorsterwitz G.* (R. F. Germană) : Cercetarea operațională ca un mijloc de îmbunătățire a conducerii unei mine.

— *Hollweg F.* (R. D. Germană) : Importanța și posibilitățile de aplicare a cercetării operaționale în exploatările de cărbune brun din R. D. Germană.

— *Houlden B. T.* (Anglia) : Cercetarea operațională și folosirea ei în industria carboniferă engleză.

— *Matusek J.* (R. S. Cehoslovacă) : Legile de exprimare a productivității muncii în exploatarea subterană a cărbunilor.

— *Stepinski V.* (R. P. Polonă) : Sporirea rentabilității unei mine prin alegerea parametrilor optimi ai preparării cărbunelui și minereurilor.

— *Zambo J.* (R. P. Ungaria) : Folosirea practică a metodelor analitice la construirea minelor în R. P. Ungară.

În următoarele numere ale Revistei Minelor vom reveni cu date mai complete asupra referatelor prezentate la acest congres internațional.

Recenzii

FREIBERGER FORSCHUNGSHEFTE A 172

VALORIFICAREA TEHNICA A COMBUSTIBILILOR, PENTRU CUNOAȘTEREA PROPRIETĂȚILOR DE BRICHETARE A CĂRBUNELUI BRUN

Cercetări asupra cărbunelui din Geiseltal

Geiseltal este bazinul cu rezerva cea mai însemnată de cărbune brun din Germania de mijloc și se află la sud-vest de Merseburg în zona golfului cîmpiei de la Halle-Lipsca. Prin grosimea neobișnuită a stratelor sale diversitatea problemelor de stratigrafie fină și genetice și prin descoperirea bogată de resturi de mamifere a fost deja de mai multe ori supus cercetărilor științifice.

În general, se deosebesc nouă verietăți de cărbune ale căror proprietăți fizice și chimice sînt supuse unor cercetări foarte amănunțite. Ca rezultate mai importante se constată pe scurt, următoarele:

1. În zăcămînt creşte foarte mult conţinutul de cenuşă al cărbunelui de la est la vest.

2. Cărbunele are un conţinut mediu de gudron; în unele părţi ale stratului (cărbunele superior şi cărbunele mijlociu superior) se găseşte cărbune bun pentru distilare. Totuşi conţinuturile de gudron nu sînt aşa de mari, astfel încît să se poată dezvolta în Geiseltal o industrie pentru distilarea cărbunelui.

3. In ceea ce priveşte conţinutul de sulf, pînă în prezent nu sînt cunoscute relaţiile regionale.

4. Gradul de încarbonizare biochimic demonstrează că zăcămîntul este identic cu stratul principal din Bitterfeld şi Brona. Cu toate acestea, cărbunele din Geiseltal este mai greu de brichetat ca cel din zăcămintele comparabile cu el, deoarece momente epigenetice au distrus structura primară a zăcămîntului.

Cercetări pentru cunoaşterea proprietăţilor de brichetare

In ceea ce priveşte cercetările proprietăţilor, de brichetare a cărbunelui din Geiseltal se arată şi se discută rezultatele acestor cercetări de laborator din diferite exploatări la zi ale acestui sector: Exploatarea la zi Pfännerhall, Müncheln, Kayna-Süd şi Neumark-West. In acest scop, în fiecare exploatare s-au făcut la diferite depărtări profile din care s-au luat probe prin şliţuri sau prin excavare.

Cercetările acestor probe au avut următoarele rezultate mai principale:

Proprietăţi chimice şi fizice

Cărbunele din Geiseltal arată mari diferenţieri în proprietăţile de brichetare ale lui. In general, cărbunele din orizonturile inferioare ale stratului este compact şi mai tare şi deci cu mult mai inapt pentru brichetare ca cel din orizonturile superioare, care este mai moale şi cu o granulaţie mai fină. Din curbele de granulaţie întocmite reiese că granulaţia mijlocie creşte de la cărbunele de la acoperiş la cărbunele din culcuş.

Conţinutul de cenuşă a arătat o tendinţă de creştere către cărbunele din acoperiş şi a variat între 8 şi 12%.

Conţinutul de gudron nu arată nici o variaţie în direcţia zăcămîntului şi a oscilat între 6 şi 9%.

Conţinutul în apă al cărbunelui brut variază între 52 şi 55%. In general cărbunele are o tendinţă destul de accentuată spre umflare. In text sînt mai multe tabele şi diagrame care ilustrează cele arătate.

Prepararea cărbunelui pentru brichetare

Pentru încercările de brichetare, cărbunele a fost sfărîmat, uscat şi presat la diferite presiuni şi temperaturi, pentru a se putea obţine presiunea şi temperatura optimă, pentru ca bricheta obţinută dintr-un cărbune cu proprietăţi diferite de brichetare să aibă cea mai bună calitate posibilă.

Pentru obţinerea unei granulaţii adecvate brichetării cărbunele uscat a fost măcinat într-o moară cu ciocane în circuit cu un ciur oscilant în general între 0 şi 6 mm şi apoi într-o moară Grumbach între 0 şi 2 mm, pentru a se studia influenţa granulaţiei asupra calităţii brichetei şi stabili limita optimă a fineţei.

Uscarea cărbunelui a fost făcută într-o etuvă de laborator încălzită electric la conţinutul de apă de 16—18%, socotită cea mai optimă pentru rezistenţa la presiune, şi care, de altfel, corespunde practic conţinutului hidroscopic al cărbunelui la o umiditate relativă a atmosferei de 75%. Conţinutul de apă optim pentru rezistenţe la încovoiere variază într-o limită mai largă şi în funcţie de timpul de depozitare; acelaşi lucru se poate spune şi asupra rezistenţei la frecare, care variază între 13 şi 23,6%. Din cele arătate mai sus reiese că conţinutul optim de apă nu este indice stabil pentru condiţiile de brichetare ale cărbunelui dintr-un zăcămînt.

Încercările de brichetare şi rezultatele lor

Cărbunele astfel preparat a fost presat cu ajutorul unei prese hidraulice la diferite presări, de la 1 000 la 1 400 kgf/cm² şi la o temperatură de 40°C care s-a dovedit a fi temperatura optimă pentru rezistenţa la presiune şi cu o creştere fără importanţă a acestei temperaturi pentru rezistenţa la încovoiere, în brichete rotunde de 50 mm diametrul şi 40 g greutatea unei bucăţi. Durata presării a fost de circa 7 s. S-a constatat că mărimea rezistenţei brichetei printr-o forţă de presare mai mare este în funcţie de proprietăţile cărbunelui. Din încercările făcute, brichetele obţinute, după un timp de depozitare ce a variat între una oră şi 24 de ore, pentru a se cerceta rezistenţa la presiune, la încovoiere, la frecare, durabilitatea la apă etc., s-au constatat următoarele:

Rezistenţă la presiune

Valoarea medie a rezistenţei la presiune, considerînd calitatea cărbunelui din întreaga grosime a stratului, a fost de 186 kgf/cm², rezistenţă care scade la acoperişul stratului spre culcuşul lui de la 248 la 140 kgf/cm². S-a constatat că această rezistenţă este foarte mult îmbunătăţită dacă granulaţia trece de la 0,6 mm la 0,2 mm şi forţa de presare de la 1 000 la 2 000 kgf/cm². De asemenea s-a putut observa că pentru cărbunele cu proprietatea de a se umfla, rezistenţa brichetei după depozitare arată schimbări defavorabile.

Rezistenţă la încovoiere

Această rezistenţă arată, de asemenea, o tendinţă de micşorare de la acoperiş la culcuş. Valoarea medie a rezistenţei la încovoiere este de 18—20 kg/cm². De asemenea, se confirmă regula că această rezistenţă are tendinţa să ajungă la valoarea maximă la un conţinut de apă mai mic decît pentru rezistenţa la presiune. Creşterea rezistenţei la încovoiere este, de asemenea, mai mare la o granulaţie mai mică, de exemplu de la 0.2 mm în loc de 0,6 mm.

Rezistenţa la frecare arată numai fluctuaţii mici pe întreaga înălţime a stratului. Valoarea medie a ei este de circa 93,5%. Conţinutul optim de apă pentru această rezistenţă este cuprins între 13 şi 23% pentru o oră timp de depozitare. De asemenea, rezistenţa la frecare este influenţată de mărimea granulaţiei, fiind mai mare pentru o granulaţie fină şi, de asemenea, influenţată de durata de depozitare.

Durabilitatea la apă

Brichetele din cărbunele din Geiseltal arată durabilitatea la apă nesatisfăcătoare din cauza conţinutului mare de humat de calciu. Uscarea cărbunelui peste conţinutul de apă optim nu aduce nici o îmbunătăţire asupra durabilităţi la apă. De asemenea, influenţa granulaţiei este mai mică ca la ceilalţi cărbuni, singurul factor care contribuie la mărirea durabilităţii este o temperatură mai mare la presare.

Greutatea volumetrică a brichetei scade de la cărbunele de la acoperiş spre cărbunele din culcuş, volumul porilor creşte.

In text toate aceste încercări sînt arătate în numeroase tabele şi diagrame.

G. C. Sen: **Conferința asupra presiunii rocilor de la Paris.** In Journal of mines, metals and fuels of India, 8 (1960) nr. 6 (iun.), 11—13.

Conferința a fost organizată de Charbonnages de France la Paris între 16 și 20 mai 1960, și constituie o urmare a conferințelor de la Liège (1951), Essen (1956) și Leipzig (1958)

Tema conferinței a fost studiul presiunii rocilor în abataje întocmite de specialiști din U.R.S.S., Belgia, Canada, R.S. Cehoslovacă, Franța, R.D. Germană, R.F. Germană, Anglia, Olanda, Japonia, R.P. Polonă și Uniunea Sud Africană, cuprinzînd 480 participanți. Conferința a lucrat în cadrul următoarelor secții de specialitate: susținere, studiul presiunii pe modele, caracteristicele rocilor, aparataj pentru măsurători de presiune, și influența metodelor de exploatare măsurători și observații în abataje măsurători și observații în galerii, asupra presiunii rocilor.

F. B. Hinsley și J. D. Jones: **Fenomene de curgere în legătură cu oprirea ventilatoarelor.** In Transactions of the Institution of mining engineers, **119** (1960) nr. 11 (aug.), 647—656.

Autorii analizează modificarea debitului și depresiunii de aeraj care apare în cazul opririi unui ventilator, și exprimă prin relații matematice această modificare.

La o mină de cărbuni s-au verificat calculele propuse, stabilindu-se că depresiunea scade cu 97% după 5 minute de la oprire și că stabilirea unui nou echilibru se obține numai după 33 minute. Calculele arată că dacă ventilatorul este pornit imediat, energia de inerție a aerului poate fi învinsă în decurs de 3—4 minute.

A. Houberechts: **Problemele actuale ale aerajului minier.** In Journal of the mine ventilation society of South Africa, **13** (1960) nr. 5 (mai), 81—94.

Autorul analizează în primul rînd importanța aerajului în ceea ce privește asigurarea condițiilor atmosferice normale în locurile de muncă. In prezent norma de aer recomandată este de 30 l/secundă și om în locurile fără gaze și 60 l/secundă și om în locurile cu degajări de gaze, dar în afara principiului diluției, normele prevăd 750 l/secundă și om în abataj și 150 l/secundă și om în munci auxiliare.

Din punct de vedere al climatizării o sporire a debitului de aer permite nu numai o scădere a temperaturii locurilor de muncă, dar și a umidității acestor locuri. Odată cu sporirea adîncimii de exploatare cantitatea de căldură degajată în mină crește, ajungînd de la 20 000 kcal/t la 600 m adîncime, la 75 000 kcal/t la 1 200 m adîncime. Sporirea debitelor de aer impune reducerea rezistențelor aerodinamice, pentru a realiza un aeraj economic. De remarcat faptul că energia totală consumată de ventilatoarele minelor de cărbuni din Belgia este de șase ori mai mare decît energia consumată de toate mașinile și mecanismele din aceste mine, pentru extragerea cărbunelui.

In încheiere se subliniază necesitatea folosirii modelelor electrice de aeraj pentru calculul rapid și precis al schemelor și modificării schemelor de aeraj.

Noutăți și perfecționări aduse utilajelor pentru exploatări la zi. In Schlägel und Eisen, 1960, nr. 8 (aug.) 525—533.

In articol sînt prezentate o serie de noi tipuri de excavatoare destinate manipulării diferitelor tipuri de materiale și în special a pămîntului pentru debleieri și rambleieri.

Tambur elice pentru combina Anderton. In Bulletin d'informations techniques — Charbonnages de France, 1960, nr. 93 (iul.—aug.), 7—11.

O perfecționare a tamburului tăietor constă în dispunerea cuțitelor după o elicoidă și nu după o dreaptă paralelă cu axa tamburului. In acest mod s-a putut realiza tăierea și în cărbuni mai tari, reducînd totodată proporția de cărbune mărunt. Ca neajunsuri se citează în primul rînd faptul că folosirea noilor tamburi nu permite tăierea în ambele sensuri și faptul că este necesară o deosebită experiență la inițierea tăierii în strat.

O nouă tehnică de preparare. In The mining journal, **255** (1960) nr. 6328 (30 sept.), 355.

Rezultate recente obținute de un laborator de cecretări arată posibilitatea economică de extragere a metalelor obișnuite din minereuri printr-o metodă nouă, denumită lichidlichid.

Pentru extragere se folosesc acizi naftenici, obținuți din petrol și care au un preț de 5—7 ori mai redus decît cel al acizilor alkil-fosforici folosiți la extragerea uraniului din minereuri. Rezultatele parțiale obținute pînă în prezent sînt promițătoare în ceea ce privește posibilitatea extragerii cuprului, nichelului, cobaltului, zincului și manganului cu ajutorul acizilor naftenici.

Metalul extras cu acest reactiv depinde de aciditatea soluției. Astfel cuprul este extras la pH = 6, iar nichelul la pH = 8. Astfel reglînd extracția în două trepte prin reglarea acidității între 6 și 8, se poate obține atît cupru cît și nichel.

In prezent se trece la încercări în faza pilot și se fac cercetări de laborator pentru a stabili care din acizii naftenici este acela care influențează cel mai mult procesul. Se pare că procesul prezintă un interes deosebit pentru extragerea metalelor din minereurile foarte sărace sau complexe.

Folosirea benzilor transportoare în minele metalifere. In The mining journal, **255** (1960) nr. 6527 (23 sept.), 332—334.

Multe mine metalifere folosesc benzile transportoare pentru a lega uzina de preparare de mină. Aceste instalații transportă material mărunt sfărîmat, dar în prezent se tinde spre folosirea acestui sistem de transport și în subteran.

Astfel în subteran se folosesc benzi cu lățimea de 700 mm și viteze de 1—1,6 m/s, iar pentru a nu solicita banda în cazul transportării unor blocuri mari, distanța dintre reazeme este mult redusă, la 60 cm. O altă idee este de a folosi reazeme care se adaptează încărcării diferite a benzii, și în acest caz reazemele se pot distanța mai mult.

La o mină de fier se folosește un sistem de benzi transportoare cu o lungime de 4 400 m. Vagonete navetă auto descarcă minereul direct pe bandă, care se reazemă pe suporturi plasate la distanță de circa 2 m.

W. D. Evans: **Aspecte mineralogice ale prafului de mină.** In Transactions of the Institution of mining engineers, **119** (1960) nr. 11 (aug.), 657—670.

In silicoza clasică, teoria solubilității silicei pare a fi cea mai justă. Descoperirea că silicații insolubili pot fi deseori solubili în prezența unor mici cantități de acizi nucleici, justifică și mai mult această teorie. Pe de altă parte, caracteristicile fizice ale mineralelor de tipul cuarțului explică posibilitatea realizării unei soluții și modificările patogenice ce rezultă din cauza acestei soluții.

In ceea ce privește praful de cărbune, se consideră că vitricinul și în special vitritul pot exercita un efect fizic în apariția maladiei silicotice.

Cu atît mai mult, atunci cînd aceşti factori sînt cuplaţi cu prezenţa unor substanţe bacteriostatice apare şi o incidenţă mai pronunţată a tuberculozei în cazurile de pneumoconioză. Ca atare, se consideră că indicile „vitricin" poate oferi o idee rapidă asupra potenţialului patogenic al prafului de cărbune.

Încercarea măştilor antipraf. In Bulletin d'informations techniques — Charbonages de France, 1960, nr. 93 (iul.—aug.), 3—6.

In articol sînt prezentate rezultatele încercării unor noi tipuri de măşti antipraf de fabricaţie franceză şi germană. Cele mai bune tipuri prezintă o reţinere de 95—98,7% după 30 minute, o rezistenţă la inspiraţie de 5—6 mm colH_2O în stare nouă şi 8—10 mm colH_2O după folosire şi curăţire şi o rezistenţă la expiraţie de 2,3—4,7 mm col H_2O.

Stîlpi hidraulici în Polonia. In The mining electrical and mechanical engineer, 41 (1960) nr. 467 (iul.), XXXIX.

Prin realizarea într-un abataj frontal de 210 m lungime, într-un strat de 1,5 m grosime, a unei susţineri cu stîlpi hidraulici şi efectuarea tăierii cu combină cu tambur tăietor, productivitatea muncii în abataj a fost în medie de 23,5 t/post. In aceleaşi condiţii de lucru folosirea unor stîlpi cu fricţiune şi a unei combine cu buclă de tăiere nu asigura decît o productivitate de 5,5 t/post.

Un nou sistem de transmisie. In The mining electrical and mechanical engineer 41 (1960) nr. 467 (iul.), 43.

Producerea unor aprinderi ale curelelor de transmisie obişnuite folosite la acţionarea unor utilaje din subteran, a făcut ca în Anglia să se recomande trecerea la transmisia prin curele trapezoidale. Pentru a combina însă simplicitatea transmisiei cu curea obişnuită cu turaţia rapidă şi distanţa redusă dintre roţi de la sistemul cu curele trapezoidale, a fost realizat un nou tip de curea de transmisie ce consta dintr-o parte exterioară comună (de tipul unei curele de transmisie normale cu care fac corp comun o serie de curele trapezoidale interioare şi care acţionează pe suprafaţa roţilor între care se face transmisia. Noul tip de curea de transmisie permite sporirea capacităţii de acţionare cu 50%.

B. L. Metcalf: **Tehnologie şi viitor.** In The mining electrical and mechanical engineer, 41 (1960) nr. 477 (iul.), 21—40.

După ce defineşte noţiunea de tehnologie, autorul face o succintă prezentare a realizărilor inginereşti din a doua parte a secolului XX, continuînd să analizeze influenţa pe care acest progres a avut-o asupra industriei miniere.

Dintre ultimele realizări se citează rezultatele obţinute în domeniul prospectării electrice şi seismice şi se prezintă un geofon modern, care permite stabilirea unei comunicaţii cu muncitorii izolaţi de un accident în mină şi un locator nuclear pentru stabilirea precisă prin găuri de sondă a caracteristicilor geometrice ale unui strat de cărbune.

In domeniul săpării se remarcă rezultatele deosebite obţinute prin mecanizarea încărcării la săparea puţurilor. Progrese remarcabile s-au făcut în cazul instalaţiilor de extracţie de mare capacitate, unde sistemul cu cabluri multiple pare a lărgi mult domeniul de folosire al roţilor cu fricţiune. Mecanizarea abatajelor a permis realizarea unor productivităţi pe mină de 294 t/om şi an în Anglia. Cele mai largi perspective le au combinele cu tamburi tăietori fie cu ax orizontal, fie cu ax vertical. Folosirea acţionării hidraulice în minerit a permis nu numai perfecţionarea utilajului minier, dar şi realizarea celui mai bun sistem de susţinere: susţinerea hidraulică mobilă. Extinderea mecanizării lasă să se întrevadă trecerea la abatajele fără muncitori.

In ceea ce priveşte transportul se constată adaptarea benzilor transportoare la orice tip de materiale şi orice sistem de lucru şi realizarea unor noi maşini destinate transportului de materiale în mină. In acest sens prezintă interes sistemul cu monoşină montată pe vatra galeriei.

Realizări deosebite se pot cita în detectarea metanului şi a focurilor de mină, a comunicaţiilor şi a preparării cărbunilor.

A. E. Crook: **Contribuţia inginerilor electromecanici la sporirea eficienţei şi siguranţei în industria carboniferă.** In The mining electrical and mechanical engineer, 41 (1960) nr. 477) iul.), 2-15.

Autorul prezintă o serie de date statistice pentru perioada 1910—1960 referitoare la influenţa mecanizării şi electrificării asupra producţiei, productivităţii muncii şi numărului de accidente în industria carboniferă a Angliei

Astfel producţia de cărbune tăiat mecanic a crescut în perioada amintită de la 10 la 200 milioane tone/an, cea transportată mecanic de la 20 la 180 milioane tone/an, iar cea încărcată mecanic de la 0 în 1943 la 70 milioane tone în 1959. In decurs de 50 ani productivitatea muncii a crescut de la 0,9 la 1,3 t/post şi mină. Puterea totală a motoarelor electrice a crescut de la 500 mii CP în 1912 la 2,6 milioane CP în 1959, iar în aceeaşi perioadă numărul total de accidente datorate folosirii electricităţii crescînd de la 60 la peste 100 anual. In explozii de metan datorită electrificării s-au produs 16,4% din totalul accidentelor şi 51,2% din totalul accidentelor mortale.

In cei 50 de ani numărul de accidente grave la transport s-a redus de la 1 500 pe an la 500 pe an, iar cel al accidentelor mortale de la 350 la 75 pe an. Numărul de accidente mortale datorate mecanismelor s-a redus de la 40 la 15 pe an, iar cel al accidentelor grave de la 300 la 100 pe an.

Se constată deci că în general mecanizarea are un efect favorabil asupra siguranţei muncii, dar electrificarea neprotejată continuă să constituie una din principalele cauze de accidente.

R. Shinfield: **Echipamentul pentru aerajul minelor.** In The mining electrical and mechanical engineer, 40 (1960) nr. 476 (iun.), 364—366.

Ţinînd seama de metodele de exploatare folosite în prezent se constată că debitul de aer trebuie să varieze în limite largi în funcţie de factorii de exploatare. Autorul consideră că cel mai eficient tip de ventilator este acela rezultat din combinarea unui ventilator axial cu unul centrifugal: intrarea aerului în ventilator să se facă în sistemul axial, iar ieşirea lui să se facă în sistemul centrifugal.

In continuare este prezentată schema de principiu a montajului unui ventilator axial şi a aparatajului de control al instalaţiei.

Mina de aur de la Mobale, Congo. (La mine d'or de Mobale, au Congo). In Min. Métallurg., Franţa, 1959, nr. 3535 (dec.), 726—731, 4 fig.

Zăcămîntul de minereu aurifer de la Mobale, format din şisturi aurifere, cu un conţinut de 3,5 g/t de minereu este exploatat la zi. Minereul este concentrat într-o uzină, unde din cauză că este umed, este introdus sub formă de pulpă. Concentrarea se realizează prin spălare şi amalgamare. Particulele aurifere conţinute în minereu şi trecute în refuz sînt preparate prin cianurare. Cantitatea de aur recuperată este destul de importantă (2,639 g/t de minereu). Pierderea de 0,854 g/t de minereu se datoreşte aurului fin care nu se amalgamează.

Berghöfer W.: **Consistenţa şi prepararea în suspensii grele** (Konsistenz und Schwertrübeaufbereitung). In Bergbauwiss, R. F. Germană, 6 (1959) nr. 20 (oct), 493—504, 23 fig. 5 tabele, nr. 22 (nov), 533—541, 17 fig. 9 tabele, 20 ref. bibl.

S-a studiat experimental comportarea reologică şi în special consistenţa viscozitatea suspensiilor de magnetită, ferosiliciu şi de barită folosite în instalaţiile de separare în medii dense. Aceste suspensii macrodisperse tind să se separe. Relaţiile între rezistenţa la

forfecare (2) a suspensiei și gradientul vitezei ei de mișcare (D) au fost precizate și reprezentate prin curbe. S-a cercetat de asemenea și influența temperaturii a granulației substanței îngreunătoare, a mișcării tulburelui, a aditivilor de stabilizare și de micșorare a rezistenței etc. Importantele constatări făcute oferă posibilitatea de a influența practic comportarea suspensiilor grele în instalație. S-a constatat de exemplu, că nu există o limită de curgere dacă substanța îngreunătoare este hidrofobă — natural sau datorită aditivilor — dar că o astfel de limită se stabilește la adăugarea de cantități mai mari, de substanță stabilizatoare, cum ar fi argila. Pentru scoaterea minereurilor microgranulare, pe lîngă consistență, mai are importanță și rezistența — limită de forfecare a suspensiei. Aceasta este determinată de diferența de densitate, de granulația substanțelor îngreunătoare și de accelerația fluxului de tulbureală. De aceea, limita inferioară a granulației, care este funcție de densitate, poate fi coborîtă — pentru un material dat — numai dacă se mărește concomitent și accelerația activă.

Evans W. D.: **Aspecte mineralogice ale prafului din mină.** (In Trans. Inst. Min. Eng., 119 (1960) nr. 11 (august) 656—670, 3 fig., 1 tabl. 37 ref. bibl.

În praful din atmosfera minei, se pot afla particule microscopice solubile de cuarț și de diferiți silicați. Cercetări mai noi au arătat că nu numai cuarțul produce silicoza ci și de exemplu, sericitul sau alți silicați care și ei sînt solubili după inhalare. În ce privește praful de cărbune, chiar în concentrații mari produce pneumoconioza cu atît mai puțin, cu cît conține mai mult vitricin, datorită însușirilor fizice ale acestuia. Pe de altă parte, vitricinul cuprinde compuși bactericizi care îl fac să contribuie la micșorarea numărului cazurilor de boli pulmonare. În acest sens, s-a stabilit chiar un indice profilactic al vitricinului, a cărui acțiune trebuie însă studiată în fiecare mină în parte.

Singer O.: **Tăierea prin aşchiere a unui strat de antracit.** In Glückauf, **96** (1960), nr. 16 (30 iulie), 994—997, 4 fig.

Pentru a soluționa exploatarea economică a unui strat de antracit cu grosimea de 50 cm și înclinarea de 10—18°, avînd acoperișul format din șisturi argiloase puțin rezistente, s-a procedat în felul următor. Pentru tăierea cărbunelui s-a folosit partea de sus a unei haveze, prevăzută cu două cuțite la partea inferioară și patru cuțite de aşchiere și un cuțit pentru tăierea treptelor pe care este înșurubată o placă cu cuțite pentru tăierea tavanului. Pentru transportul cărbunelui s-a folosit un transportor blindat mobil, instalat într-un compartiment amenajat în frontul inferior. Din cauza lipsei de spațiu, toate conductele de alimentare și de acționare au fost instalate în planul înclinat și în galeria de cap. Pentru susținere s-au folosit stîlpi de fricțiune de 350/480 mm înălțime, prevăzuți — în loc de grinzi — cu plăci de oțel de 100×200 mm și grosimea de 10 mm. Dispozitivul de acționare este montat pe o sanie care se deplasează o dată cu transportorul. S-a realizat o productivitate de 6,2 t/om/schimb în abataj și o înaintare de 20—22 cm/om/schimb în galeria de cap.

Productivitatea de 3,0—3,2 t/om/schimb pe întreg șantierul inclusiv transportul — asigură rentabilitatea exploatării.

B. W. Lansdowne: **Delegații sovietici au dominat în secția de flotație a Congresului internațional de preparare de la Londra.** In World Mining, **13** (1960) nr. 7 (iunie), 30—35.

Autorul consideră că U.R.S.S. este în prezent centrul mondial în domeniul cercetărilor de flotație, după cum au dovedit-o lucrările celui de-al IV-lea Congres de preparare a minereurilor ce a avut loc la Londra, în aprilie 1960. La acest Congres au participat 676 delegați din 40 țări. Pentru viitor s-a hotărît organizarea în 1963 a unui nou congres la Cannes, în 1964 la New York și următorul în U.R.S.S.

Referatele cele mai importante au fost: „Cinetica sorbției reactivilor de flotație" de profesorul Bogdanov și colaboratorii de la Institutul Mehanobr, „Stabilitatea fizică a adsorbției colectorilor la suprafața minerală și metodele de distrugere a acestei stabilități" prezentat de prof. Glembotski, „Studiul cinetic al efectului de contact, timp, temperatura și condițiile superficiale asupra adeziunii bulelor de aer la suprafața minerală" prezentat de prof. M. Eigeles și M.L. Volova.

In cadrul Congresului a fost organizată și o expoziție asupra realizărilor engleze în domeniul preparării minereurilor și cărbunilor.

N. Weiss: **Controlul automat al unui circuit de măcinare.** In World Mining, **13** (1960) nr. 7 (iunie), 26—29.

Autorul descrie modul în care s-a putut automatiza un circuit închis moară clasor insistînd în mod special asupra două noi metode. Prima metodă denumită „bilanțul de apă" permite menținerea unei densități constante în moară prin reglarea admisiei suplimentare de apă. Cea de-a doua metodă, denumită „Delta-T"

În scopul deschiderii unui zăcămînt de bauxită s-au săpat trei puțuri cu diametrul de 1,8 m și adîncime ce asigură o măsurare diferențială a temperaturii admisiei de apă și a tulburelii evacuate din moară.

Eckhardt H.: **Experiențe în mineritul metalifer cu o nouă mașină de încărcat prin lopătare.** In Glückauf, **96** (1960), nr. 16 (30 iulie), 1 011—1 012, 2 fig., 2 tabele.

Mașina de încărcat descrisă, datorită dimensiunilor și mobilității ei, este indicată pentru condițiile de spațiu restrîns din minele metalifere cu zăcăminte filoniene, unde galeriile au profile de 5—7 m^2, raze de curbură de 5—10 m și vagonete cu capacitatea mai mică de 420 l. Această mașină, avînd o construcție de altfel asemănătoare cu aceea a mașinilor obișnuite de încărcat prin lopătare, are o capacitate a cupei de 100—200 l, lățimea de 1 050 mm, lungimea inclusiv cupa, de 2 240 mm, înălțimea cu cupa ridicată, după mărime, de 2 350 și 2 850 mm, greutatea de 2 700 kg și 2 950 kg, motorul pneumatic de deplasare de 12 CP iar acel de acționare al cupei de 15 CP. Un singur om așezat pe treapta mașinii dirijează toate mișcările cu ajutorul unor manete. Se recomandă ca mărimea mașinii să fie în concordanță cu capacitatea vagonetelor. Cu ajutorul acestei mașini s-a realizat o viteză de încărcare de 34 m^3/h.

Blaksin I. N. și Olofinsky N. F.: **Despărfuirea și clasarea minereurilor cu granulație fină cu separatoare tip „corona".** În Bull. Ist. Min. Metallurg., Trans. **69** (1960), nr. 645 (aug), 613—626, 7 fig., 4 tabl., 5 ref. bibl.

Precipitatoarele și clasoarele pentru praf, de tipul „corona", se bazează pe efectul corona produs în jurul unor electrozi din sîrmă subțire cărora li se aplică o diferență de potențial ridicată. Deplasarea de ioni prin aer, de la un electrod către altul ce formează priză la pămînt, produce antrenarea și precipitarea prafului în suspensie în aerul din separator. Utilizînd o serie de calcule s-au determinat caracteristicile unui tip nou de separator pentru particule de praf de 0 la 7 mm, cu putere de separare de 95—97%. S-au construit separatoare de laborator simple și separatoare industriale multiple. Toate au ca organe esențiale: alimentatorul; electrodul corona; electrodul priză la pămînt; receptoarele de praf pe categorii de dimensiuni. Pentru cărbunii sub formă de praf, separarea uscată corona; electrodul priză la pămînt; cît cea pe cale umedă. Aparatele

descrise se pot utiliza și pentru separarea mineralelor dintr-un amestec.

G. A. Scholey: **Organizarea și realizarea unei exploatări cu prăbușire în etaj.** World Mining, **13** (1960) nr. 10 (sept.), 29—34.

Autorul prezintă situația unei mine care a devenit rentabilă datorită exploatării prin prăbușire pe etaje, folosind o metodă nouă de evacuare a minereului, atît prin gravitate cît și hidraulic. În articol se arată modul în care a fost pregătit și exploatat un bloc avînd dimensiuni în plan de 30 × 50 m și înălțimi de 80 m, precum și calculul prețului de cost. În urma avantajelor prezentate de această metodă s-a hotărît extinderea ei.

Aparate de măsură folosite pentru stabilirea bilanțului de metan degajat într-un sector în exploatare, Inicharr, Bulletin technique-Mines, 1960 nr. 75 (sept.), 1556—1573.

Bilanțul de metan degajat într-un sector al minei fiind considerat drept una din caracteristicile zăcămintelor cu pericol de erupții de metan și material mărunt sînt prezentate aparatele ce servesc pentru determinarea debitului de metan captat și cele pentru stabilirea volumului de metan evacuat prin curentul de aer ce iese din mină.

În articol sînt prezentate caracteristicile tehnice, firma producătoare și prețul de cost pentru: termometrul indicator al temperaturii metanului în conductele de degazare, manometre pentru aceste conducte sau deprimometre, lugametrul indicator pentru măsurarea debitului brut de metan din conductă, lugametrul înregistrator, dozatorul de oxigen pentru măsurarea conținutului de metan din gazele calotate, dispozitivul de recoltare a probelor de gaze și aparatul analizator înregistrator de metan.

Pentru controlul metanului evacuat prin aeraj sînt prezentate: barograful aneroid de precizie, lugametrul înregistrator de debite funcționînd la un interval de presiuni de —500 pînă la +1 000 mm coloană apă, grizumetrul interferențial, analizatorul înregistrator Marhak pentru 0—50% CH_4 și psihometrul cu aspirație.

Krause H.: **Despre structurile de concrescență din zăcămintele metalifere și importanța lor în tehnica preparării.** In Erzmetall, **XIII,** (1960), nr. 8 (august), 387—392, 14 fig., 3 tabele, 11 ref. bibl.

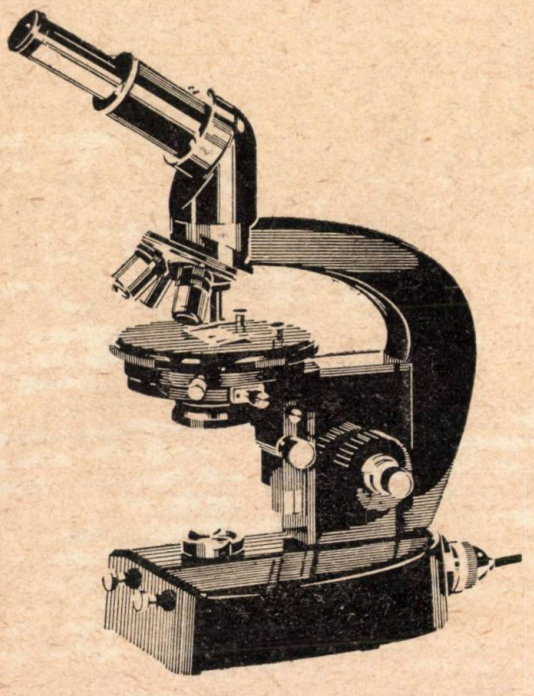
Se studiază geneza și se dau indicații asupra importanței în preparare a anumitor tipuri de concrescență întîlnită la minereurile metalifere. Concrescențele din zona de cementare a zăcămintelor metalifere sînt datorite interacțiunii dintre soluții, substanțe solide și gaze, care determină totodată și o îmbogățire a acestei zone. Pe de altă parte, aceste concrescențe provoacă dificultăți la preparare, de exemplu la separarea prin flotație a calcozinei, de pirită. Crustele formate din pelicule groase de cîțiva microni, provoacă o majorare a consumului de colectori la flotație. Prezența mirmechitelor, caracterizate, prin concrescență intimă a două sau trei minerale în particule sferoide foarte fine, fac necesară o măcinare foarte fină și împiedică obținerea de concentrate monometalice pure, de exemplu, a concentratelor de zinc și cupru. Concrescențele rezultate din segregări la temperaturi joase și recristalizări la temperaturi ridicate, însoțite adeseori de interpenetrări ale rețelelor cristaline, fac uneori ca separarea unor minerale să fie imposibilă: de exemplu calcopirita de blendă. În cazul structurilor zonare se pot obține extracții acceptabile, printr-un tratament prealabil al minereului, de exemplu, prin sulfurarea ceruzitei provenită din oxidarea galenei. Prezența particulelor concrescute poate fi urmărită în cursul procesului de preparare prin studiul microscopic al secțiunilor de preparate granulare.

N. E. Grosvenor: **O nouă metodă comodă de cercetare a tensiunilor,** World Mining, **13** (1960) nr. 10 (sept.), 48—49.

O nouă tehnică de cercetare fotoelastică, denumită „fotostres", care constă în acoperirea peretelui de rocă cu o substanță plastică transparentă, la care se transmit secțiunile din rocă. Modificările din această substanță sînt observate prin folosirea unui dispozitiv de măsurare de tipul unui polariscop cu reflecție. În acest mod este posibilă determinarea distribuției tensiunilor pe suprafața peretelui de rocă. Aparatul de măsurare este ușor și umiditatea din mină nu poate influența precizia metodei care este de 20 microni/mm. Iluminarea rocii acoperite cu material plastic pentru studiul polarizat prin reflecție se face cu ajutorul lămpii de cap.

Al XXI-lea Congres Internațional de Geologie, Copenhaga, 15—25 august 1960. The mining engineer, 120 (1960) nr. 1 (oct.), 66.

Congresul a fost organizat de Danemarca, Finlanda, Islanda, Norvegia și Suedia și au participat circa 4 000 geologi, lucrînd în cadrul a 21 secții de specialitate. Secțiile de specialitate au fost: ciclul de geochimie, rezultatele geologice obținute prin geochimie și geofizică, geologia științifică, probleme structurale și geologia petrolului, problemele genezei minereurilor și zăcămintelor de uraniu și toriu, structura scoarței terestre și deformația rocilor, micropaleontologia precuaternară și geologia aplicată. Totodată s-au organizat opt comisii de lucru formate din specialiști în domeniul: geologiei Africii, hărțile geologice mondiale, meteoriți, studiul argilelor și serviciul geologic internațional de documentare. S-a hotărît ca următorul congres să aibă loc în 1963 la Delhi.



Cereți prospectul sub nr. 30 „NgoB",

Mikroskop NgoB

Iluminație montată în interior

Reglaj coaxial general și fin

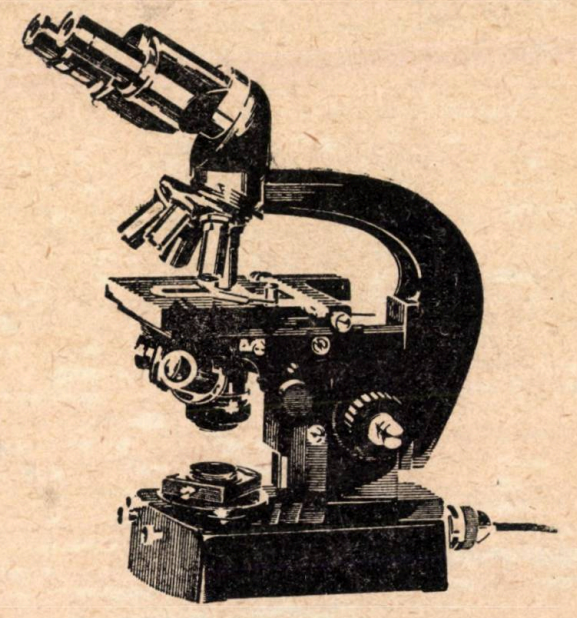
Schimbare rapidă a mesei și a condensatorului cu posibilități de observare monoculară și binoculară

Obiective acromatice, apocromatice și planacromatice cu protecția preparatelor

VEB Carl Zeiss JENA

Republica Democrată Germană

Microscopul NfpK



Rugăm cereți prospectul „30 NfpK"

- Microscop mare de cercetare pentru observări prin iluminare directă și prin reflexie
- Iluminarea montată în interior
- Reglaj coaxial general și fin
- Sistem de iluminare pancratic cu revolver cu trei condensatoare
- Masă coaxială cu cruce
- Revolver de obiectiv cu 5 lentile
- Posibilități de observare monoculară și binoculară
- Obiective acromatice, apocromatice și planacromatice cu protecția preparatelor

VEB Carl Zeiss JENA

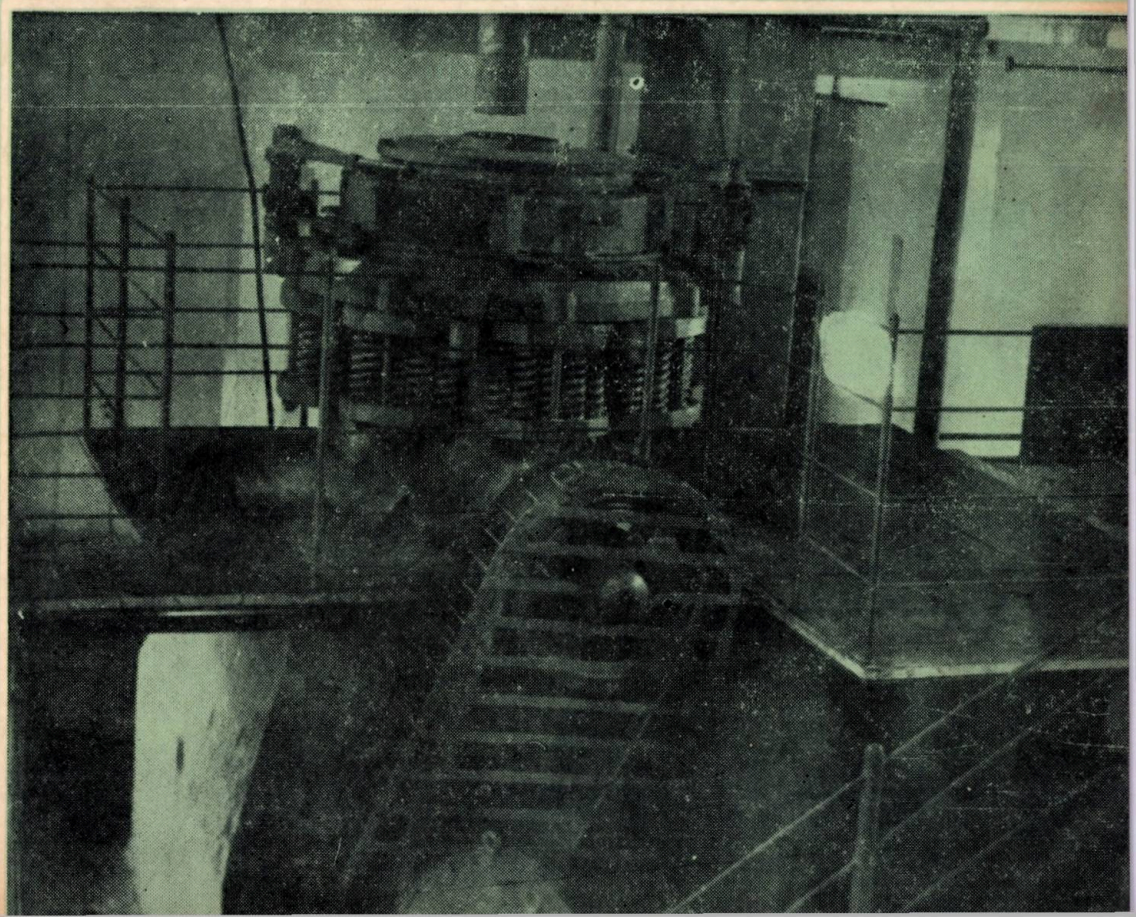
Republica Democrată Germană

I. P. 2, c. 1829

Lei 5

E 1433

Revista MINELOR



REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAG. 287–334
IULIE
1961

7

ASIT

BUCUREȘTI

IULIE
1961
Anul XII
Nr. 7

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. ȘI AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI ELECTRICE

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.07.30 și 13.57.28

CUPRINS

Pagina

GRIGORE I.: *Contribuții la dezvoltarea bazei materiale a minereurilor de fier* . . . . . 287—290

MARINESCU I.: *Contribuții la studiul geologic al bazinului carbonifer Valea Jiului* . . . . . 291—296

LEȚU N., DĂRĂBANȚ ALEX. și MARIAN P.: *Studiul comparativ asupra unor perforatoare fabricate în țară și străinătate.* . . 297—303

DOBRESCU L. și DIMA S.: *Posibilitățile de valorificare a serpentinelor din Banatul de Sud prin prepararea mecanică.* . . . . 304—311

BUTOI I.: *Susținerea cu ancore a galeriilor pe stratul 7 regiunea de vest, la exploatarea minieră Anina.* . . . . . 312—314

BARBU I., PĂUN A. VOINEA IRINA și CORCIOVEI EMILIA: *Cocs din cărbuni necocsificabili (Notă IV) — Cocsificarea brichetelor în șarjă „mixtă".* . . . . . 315—317

NOTE

JURCA GH. și FAUR V.: *Funcționarea unui iaz de decantare pentru depozitarea sterilului și limpezirea apei de la o instalație de preparare* . . . . . 318—320

RUSIN C.: *O nouă schemă de tubaj elaborată de ISEM pentru sondele de hidrogeologie minieră* . . . . . 321—322

RECENZII

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

E 1433

BÁNYÁSZATI ÉS KOHÁSZATI MŰSZAKI KÖZLEMÉNYEK OR. 1883

REVISTA MINELOR

ANUL XII — NR. 7 — IULIE 1961

СОДЕРЖАНИЕ

Григоре И.: *К вопросу развития сырьевой базы железных руд.* Автор излагает ряд интересных соображений о возможностях выявления запасов железных руд в районе Харгита-Гургиу, характеризующемся комплексными геологическими условиями.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 287—290

Маринеску И.: *К вопросу геологического исследования угольного бассейна Долины Жиу.* Статья представляет геологическое описание Вулкан-Короешть-Аниноаса и выявляет характерную геологическую структуру бассейна Долины Жиу.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 291—296

Лецу Н., Дэрэбанц Алекс. и Мариан П.: *Сравнительное исследование отечественных и зарубежных перфораторов.* В Горном институте в Петрошань авторы подвергли испытаниям ряд перфораторов различных типов. В работе были определены: скорость бурения в зависимости от силы давления на забой и давление сжатого воздуха, а также расход сжатого воздуха в единицу времени и на погонный метр бурения. Результаты представлены в виде ряда характерных кривых.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 297—303

Добреску Л. и Дима С.: *Возможности использования змеевиков Южного Баната путем механического обогащения.* Дается характеристика змеевиков и описываются методы обогащения и полученные результаты.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 304—311

Бутой И. *Анкерное крепление штолен пласта западного участка шахты Анина.*
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 312—314

Барбу И., Пэун А., Войня Ирина и Корчевей Эмилия: *Кокс из неспекающихся углей.* VI. *Коксование брикетов в „смешанной" шихте.* После краткого представления результатов ряда опытов, авторы приходят к заключению, что метод „смешанной" шихты не позволяет коксовать угольные брикеты из некоксующихся углей в трамбованной шихте.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 315—317

Русин Конст.: *Новая схема обсадки гидрогеологических скважин, разработанная горноразведочным предприятием Геологического комитета.*
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 321—322

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Grigore I.: *Contributions to the development of the material basis of iron ores.* A brief survey of the situation in the Harghita-Gurgiu region is presented along with a series of interesting conclusions, emphasizing the reserves of this region that bear a capricious character of mineralizations and complex geological conditions.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 287—290

Marinescu I.: *Contributions to a geologic study of the Jiu-Valley coal basin.* For the purpose of systemizing and designing the exploration works in view of extending the present workings, a series of works were initiated. Among them, the research of the Vulcan-Coroeşti Aninoasa sector is presented in this paper as a contribution to deciphering the geological structure which is characteristic to the Jiu-Valley basin.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 291—296

Leţu N., Dărăbanţ Alex. and Marian P.: *A comparative study on some dirilling machines manufactured in our country and abroad.* In the framework of the Mining Institute Petroşani the authors of the paper have submitted to some half-industrial tests a series of drilling machines. The technical characteristic features of these drills are given in the table 1. The investigations have established the drilling velocities as a function of the pushing force and of the compressed air pressure, the consumption rate of compressed air in a time unity as well as by m of hole. A series of characteristic curves were traced on basis of the results obtained.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 297—303

Dobrescu L. and Dima S.: *Possibilities of utilizing the serpentines of Southern Banat by means of mechanical dressing.* The characteristic features of the rock are shown and the dressing methods are described. The results attained are illustrated by means of 15 tables and 5 pictures.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 304—311

Butoi I.: *Supporting by means of anchors of the drifts on the stratum 7 of the wasetern region at the Anina mine working.* Starting from the establishment that the compression zone of the equilibrium vault is comprised in the main roof plane and that the deformation of the profile of the mining work is due exclusively to the exfoliation action of the direct roof, one has tried its anchoring to the principal roof. The results obtained were good, and have succeeded in maintaining the profile non-deformed.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 312—314

Barbu I., Păun A., Voinea Irina and Corciovei Emilia: *Coals without coking properties (VI Coking of briquettes in "mixed" charge).* After a brief presentation of a series of experiments, the authors are drawing the conclusion that the procedure of the „mixed charges" do not allow the coking of briquettes out of non cokable coal in stamped charges, because stamping leads to a partial crushing of the briquettes, thus increasing the percentage of dust in the obtained coke, as a result of a non-homogenous welding.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 315—317

Rusin Const.: *A new tubing scheme worked out by the Institute ISEM for the mine hydrogeology wells.*
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 321—322

BOOK REVIEWS.

DOCUMENTATION.

INHALT

Grigore I.: *Beitrag zur Entwicklung der stofflichen Grundlage von Eisenerzen.* Nach einer kurzen Darstellung der geologischen Verhältnisse der Gegend von Harghita-Gurghiu, macht man interessante Betrachtungen auf die Aufschliessung der Eisenerzvorräte, die in dieser Gegend einen kapriziösen Versteinerungskarakter und verwickelte geologische Verhältnisse aufweisen.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 287—290

Marinescu I.: *Beitrag zur geologischen Studie des Kohlenbeckens von Valea Jiului.* Zum Zwecke der Systematisierung und Projektierung der geologischen Forschungs- und Schürfarbeiten als auch der Erweiterung der bestehenden Kohlenbergwerken, hat man eine Reihe von Studien, darunter die Vorliegende, angeregt. In dieser Arbeit wird die Abteilung von Vulcan-Coroeşti Aninoasa untersucht, um zur Glärung der kennzeichnenden geologischen Struktur des Kohlenbeckens von Valea Jiului beizutragen.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 291—296

Leţu N., Dărăbanţ A. und Marin P.: *Vergleichende Studie über einige rumänische und ausländische Bohrhämmer.* Im Rahmen des Berginstitutes von Petroşani, haben die Verfasser mehrere Bohrhämmer einer Reihe von halbindustriellen Versuchen ausgesetzt. In der Tafel 1 sind die technischen Kennzeichen dieser Bohrer zusammengestellt. Man hat die Bohrgeschwindigkeit, in Abhängigkeit vom Druck und von der Stosskraft der Druckluft und den Druckluftverbrauch je Zeit- und Längeeinheit des Bohrloches bestimmt. Mit Hilfe der erzielten Ergebnisse hat man eine Reihe von Kennlinien auftragen können.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 297—303

Dobrescu L. und Dima S.: *Die Verwertungsmöglichkeiten der Serpentine des Südbanates durch mechanische Aufbereitung.* Man gibt die Kennzeichen des Gesteines an und man beschreibt die Aufbereitungsmethoden. Die erzielten Ergebnisse sind in 15 Tafeln und 5 Bildern zusammengestellt.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 304—311

Butoi I.: *Der Ankerausbau der Strecken im Flöze Nr. 7 des westlichen Abteiles des Kohlenbergwerkes Anina.* Ausgehend aus der Feststellung dass die Druckzone des Ausgleichsgewölbes in der Ebene des Haupthangenden liegt und dass die Formänderung des Querschnittes ausnahmslos durch die ablätternde Wirkung der unmitelbaren Firste erzeugt wird, hat man die Verankerung des Haupthangenden, bei Behaltung des unverformten Querschnittes, mit Erfolg versucht.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 312—314

Barbu I., Păun A., Voinea Irina und Corciovei Emilia: *Koks aus unverkokbarer Kohle. (VI. Die Verkokung der Brikette in der „Mischbeschickung").* Nach einer kurzen Darstellung einer Reihe von Versuchen, ziehen die Verfasser den Schluss, dass das Verfahren der „Mischbeschikkungen" die Verkokung der Brikette aus unverkokgarer Kohle in Stampfbeschickung nicht gestattet, da das Stämpfen zu der Teilverkleinerung der Brikette, also zum wegen einer unhomogenen Schweisse bewirkten Wachsen des Staubanteiles in den erzielten Koks führt.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 315—317

Rusin C.: *Eine neues von ISEM für die bergmännischen hydrogeologischen Bohrungen zusammengesetztes Verrohrungsschema.*
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 321—322

BUCHBESPRECHUNGEN.

DOKUMENTATION.

SOMMAIRE

Grigore I.: *Contributions au développement de la base matérielle des minerais de fer.* Arpès une courte présentation de la situation géologique de la région de Harghita-Gurghiu, on fait des intéressantes considérations sur la mise en évidence des réserves, qui ont dans cette région un caractère capricieux de minéralisation et une grande complexité géologique.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 287—290

Marinescu I.: *Contributions à l'étude géologique du bassin charbonnier de Valea Jiului.* Dans le but de la systématisation et de la projection des travaux d'exploration de même que de l'extension des exploitations actuelles, on a initié une série d'études, parmi lesquelles se trouve la présente. Dans cet article on étudie le secteur Uricani-Coroieşti Aninoasa pour contribuer ainsi à la clarification de la structure géologique caractéristique du bassin de Valea Jiului.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 291—296

Leţu N., Dărăbanţ A. et Marin P.: *L'étude comparative de quelques perforatrices de fabrication indigène et étrangère.* Dans le cadre de l'Institut Minier de Petroşani, les auteurs ont fait des essais semi-industriels avec une série de perforatrices. Les caractéristiques techniques de ces perforatrices sont données dans le tableau no. 1. On a déterminé les vitesses de perforation en fonction de la poussée et de la pression de l'air comprimé, de même que la consommation d'air dans l'unité de temps et de longueur du trou de mine. En utilisant les résultats obtenus, on a tracé une série de courbes caractéristiques.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 297—303

Dobrescu L. et Dima S.: *Les possibilités de la mise en valeur des serpentines du Banate du Sud par préparation mécanique.* On donne les caractéristiques de la roche et on décrit les méthodes de préparation. Les résultats obtenus sont illustrés dans 15 tableaux et 5 figures.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 304—311

Butoi I.: *Le soutènement par boulonnage des galéries de la couche no. 7 du secteur ouest de l'exploitation minière Anina.* En partant de la constatation que la zone d'équilibre se trouve dans le plan du toit principal et que la déformation du profil est provoquée seulement par l'action d'exfoliation du toit direct, on a essayé avec succès le boulonnage du toit principal avec le maintien du profil non-déformé.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 312—314

Barbu I., Păun A., Voinea Irina et Corciovei Emilia: *Coke de charbon non-cokéfiable (VI. La cokéfaction des briquettes en charge „mixte").* Après une courte présentation d'une série des essais, les auteurs arrivent à la conclusion que le procédé des „charges mixtes" ne permet pas la cokéfaction des briquettes de charbon non-cokéfiable en charges pilonnées, parce-que le pilonnage conduit au broyage partiel des briquettes, c'est à dire à l'augmentation du pourcentage de la poussière dans le coke obtenu, à cause d'une soudure inhomogène.
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 315—317

Rusin Const.: *Un nouveau schéma de tubage élaboré par ISEM pour les sondes d'hydrogéologie minière.*
Rev. Minelor 12 (1961) Nr. 7, p. 321—322

COMPTES-RENDUS.

DOCUMENTATION.

Contribuții la dezvoltarea bazei materiale a minereurilor de fier

Ing. I. GRIGORE
Laureat al Premiului de Stat

În Directivele Congresului al III-lea al P.M.R., pentru planul de dezvoltare a economiei naționale pe anii 1960—1965 și pentru programul economic de perspectivă, se prevede că obiectivul industrial cel mai important, pentru realizarea căruia vor fi concentrate însemnate mijloace financiare și cele mai bune forțe tehnice și organizatorice, este construcția noului combinat siderurgic de la Galați, pîrghie hotărîtoare în dezvoltarea întregii economii naționale în anii următori. De asemenea, se lărgește capacitatea de producție a actualelor combinate de la Hunedoara și Reșița.

Pentru acoperirea într-o măsură cît mai mare a nevoilor producției din resurse proprii, se prevede intensificarea lucrărilor de cercetări geologice, iar problema centrală a activității geologice în perioada 1960—1965 este punerea în evidență a unor rezerve cît mai mari de minereuri de fier. În acest sens se vor face cercetări de detaliu pe zonele de perspectivă din masivul Poiana Ruscă, Dobrogea, Carpații Meridionali și Carpații Orientali.

Pentru a traduce în viață Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. și pentru a contribui la mărețaa sarcină a dezvoltării bazei materiale a minereurilor de fier, prezentăm mai jos una din regiunile importante pentru existența minereurilor de fier.

Lanțul vulcanic Călimani-Harghita, edificiu important situat la partea interioară a Carpaților Orientali, se întinde pe circa 150 km lungime, începînd din dreptul orașului Sf. Gheorghe, la sud, și pînă aproape de Valea Bistriței, la nord. Lățimea masivului vulcanic variază între 20 și 50 km.

Din punct de vedere geologic este alcătuit din roci eruptive sub formă de curgeri și produse de explozie, reprezentate prin aglomerate și tufuri vulcanice, așezate în jurul unor căldări vulcanice imense. Aceste produse efuzive și explozive se succed de la baza vulcanului și pînă la vîrful edificiului vulcanic de 2—3 ori, alcătuind un stratovulcan tipic (fig. 1).

La baza vulcanului apar produsele de explozie reprezentate prin aglomerate și tufuri andezitice care însumează grosimi variabile de la 100—500 m. Aceste produse de explozie se situează pe formații sedimentare de diverse vîrste : miocene și pliocene. Raporturile de superpoziție se fac vizibile în special în partea de vest a lanțului vulcanic și foarte puțin la est. Depozitele sedimentare de fundament sînt alcătuite din marne, argile, gresii și conglomerate. Morfologia acestui fundament sedimentar prezintă aspectul sculptat de către agenții de eroziune, cu văi puțin adînci și culmi rotunjite, precum și o ușoară adîncire către axul eruptivului, ca efect al echilibrului litostatic postvulcanic.

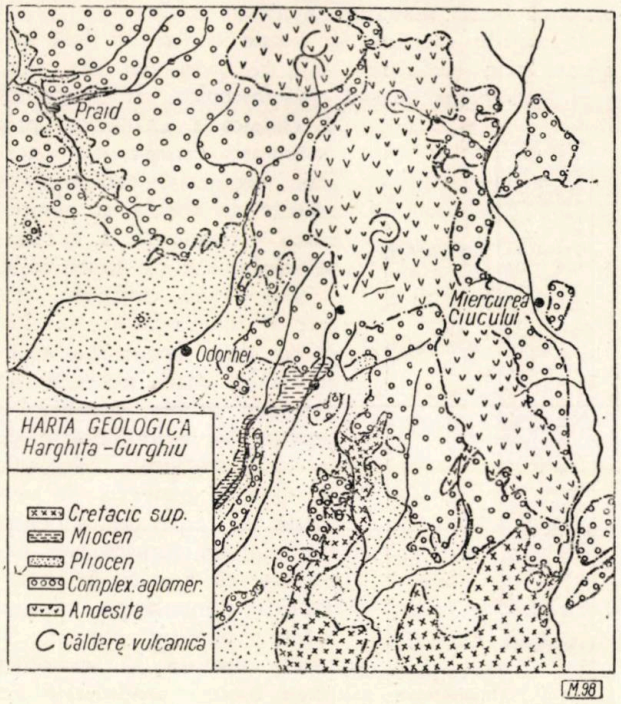


Fig. 1.

Pe planul de contact al eruptivului cu formațiile sedimentare de fundament, se situează deseori mineralizări de fier sub formă de siderit și foarte rar limonit. Aceste mineralizări pătrund uneori în depozitele sedimentare, alteori în tufurile andezitice de deasupra și formează de obicei o placă de grosimi variabile de la 30 cm pînă la 10—15 m, aglomerările prezentîndu-se sub formă de lentile. Iviri de asemenea mineralizări sînt cunoscute la Lueta, Herculian, Mădăraș, Doboșeni, Filia, Biborțeni, Băile Homorod, Racoșul de Jos, Covasna, Băile Tușnad etc.

Exploatarea unor asemenea iviri de minereu se face în prezent numai la Lueta și datează din 1890. Cercetări geologice s-au exectuat în perioada 1950—1954 la Lueta și în împrejurimile acesteia, folosindu-se în special lucrările miniere de suprafață și subterane. Din cauza neregularității corpurilor de minereu, urmărirea cu lucrări miniere era dificilă

și uneori imposibilă, ceea ce a condus la concluzii negative.

Frecvența acestor mineralizări, răspîndirea lor pe suprafețe foarte mari și continuitatea relativă observată în minele Lueta, unde mineralizările au fost urmărite pe o lungime de peste 1 300 m și pe o lățime de 400—500 m, au constituit bazele unei interpretări diferite. Ținînd seama de un complex de elemente, posibilitatea extinderii mineralizărilor apare ca favorabilă pe suprafețe mari.

În acest scop, în anul 1959 au fost executate cîteva foraje de referință, situate la est de Valea Homorodul Mic, în extinderea nordică a minei Lueta. Rezultatele favorabile obținute au permis continuarea în 1960 a forajelor de referință, trecîndu-se chiar la foraje de îndesire în zonele din apropierea minei Lueta, pentru asigurarea și dezvoltarea bazei materiale a acestei mine.

Condițiile esențiale în aceste lucrări au fost asigurate prin realizarea unui recuperaj cît mai bun, prin cercetarea atentă macroscopică, microscopică și chimică a carotelor, prin executarea carotajului geofizic electric și radioactiv în găurile de sonde și compararea permanentă a rezultatelor obținute pe toate căile.

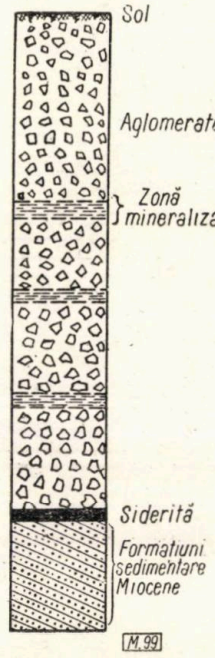


Fig. 2.

Din datele obținute, izolate și comparative, se desprind unele fapte foarte interesante, care necesită un deosebit interes științific și practic. În aglomeratele de la baza edificiului vulcanic se constată repetări pe verticală de produse similare, formate din aglomerate andezitice cu bucăți de andezit de dimensiuni variate, legate printr-un ciment tufaceu, precum și existența unor blocuri andezitice de dimensiuni foarte mari (fig. 2). Acestea au grosimi variabile de cîteva zeci de metri pînă la 100 m. Bancurile de aglomerate sînt separate unele de altele prin niște produse finite tufacee, alcătuite din cenuși vulcanice cimentate, din tufite și chiar argile și marne. Ele formează bancuri de grosimi în general mici de cîțiva metri pînă la cel mult 10 m. Succesiunea aceasta de aglomerate și produse tufacee și argile se repetă de 3—4 ori, uneori chiar mai mult. Această repetare de material permite a se trage concluzia că aglomeratele și produsele tufacee au luat naștere în mai multe cicluri eruptive, din care un ciclu este format dintr-o fază explozivă reprezentată prin aglomerate și blocuri andezitice și o fază de liniște, în care apele marine au depus un material fin tufaceu, argilomarnos ; de remarcat că activitatea vulcanică în faza inițială s-a desfășurat sub apele mării miocene. O primă concluzie importantă care se poate trage, este aceea că aglomeratele de la baza vulcanului s-au format în mai multe cicluri eruptive, separate prin faze de liniște, și nu într-o singură fază cum s-a crezut pînă acum.

Minereul de fier reprezentat prin siderită și foarte puțin limonită a fost întîlnit pe zona de contact dintre complexul eruptiv și formațiile sedimentare de fundament, sub formă de corpuri lenticulare cu dezvoltări maxime de 10—15 m grosime și minime de 30—40 cm grosime. Pe acest contact este cunoscut și minereul de fier care se exploatează în prezent în mina Lueta.

Mineralizarea, deși este lenticulară, prezintă totuși continuitate, existînd o legătură între lentile printr-o mineralizare de grosimi reduse. De asemenea, această mineralizare o găsim legată cînd de rocile sedimentare, gresii calcaroase sau marne, cînd de tufurile și aglomeratele eruptive. Acest fapt creează dificultăți în urmărirea mineralizării cu lucrări miniere și impune uneori necesitatea de a se executa în zonele confuze numeroase lucrări miniere costisitoare pentru lămurirea situațiilor locale. Este indicat ca în asemenea zone să se folosească foraje scurte, executate cu sondeze ușoare subterane, ceea ce ar reduce prețul de cost al cercetării și ar scurta timpul de cercetare.

De asemenea, variază aspectul mineralizării în sedimentar și eruptiv și de cele mai multe ori macroscopic se produc confuzii, ceea ce obligă la efectuarea de analize chimice pentru clarificarea situației. Este indicat ca în acest zăcămînt delimitarea complexului mineralizat să se facă numai pe bază de analize chimice.

Mineralizarea pe zona de contact se prezintă sub formă de siderit, ce s-a depus prin substituire în gresiile calcaroase, marne, conglomerate calcaroase și foarte rar umplînd porii rocilor și golurile dintre bucățile de rocă. Deci, pe zona de contact s-a depus sideritul printr-un proces metasomatic în rocile ușor solubile din soluții încărcate cu bicarbonat de fier. Depunerea s-a făcut în special în jurul fragmentelor de minerale insolubile: cuarț, feldspați, lamele de muscovit, sub forma unor inele de carbonați dispuși perpendicular, înlocuind carbonații de calciu din gresii, conglomerate și marne.

Cu ocazia lucrărilor de foraj s-au mai întîlnit zone mineralizate în complexul aglomeratelor situate deasupra formațiilor sedimentare.

În complexul aglomeratic zonele mineralizate se prezintă sub forma unor intercalații de siderită sau tufuri și aglomerate sideritizate, în care siderita formează de obicei cimentul de legătură între elementele componente ale rocilor. Grosimea acestor intercalații variază de la 0,20—1,50 m. Intercalațiile de siderită și roci sideritizate, dispuse aproximativ orizontal, se repetă de cîteva ori (2—6 ori), pe intervale groase cuprinse între 4 și 20 m.

Aceste intervale, alcătuite de obiceiu din tufuri andezitice, aglomerate andezitice, tufite, marne și uneori chiar argile, cuprind intercalațiile sideritice, destul de bine delimitate în complexul aglomeratelor. În aceste intervale (zone mineralizate) raportul

între partea utilă (siderita) și partea sterilă (aglomerate, tufuri, marne) este variabil, cuprins de obicei între 1/1 și 1/6.

În complexul aglomeratelor intervalele (zonele) mineralizate se repetă pe verticală de 2—4 ori.

S-ar putea spune că zonele mineralizate reprezintă niște nivele în complexul aglomeratic, a căror continuitate pe orizontală urmează să fie verificată cu lucrări de foraj și lucrări miniere. Zonele mineralizate se situează, din punct de vedere vulcanologic, în fazele de liniște dintre două cicluri explozive, adică în materialul sedimentat în apele marine. Aceste mineralizări din complexul aglomeratic n-au putut fi luate în considerare, ele fiind trecute în prezent ca rezerve în afară de bilanț, spre deosebire de mineralizările situate pe planul dintre complexul aglomeratic și formațiile sedimentare care sînt considerate ca rezerve de bilanț.

Materialul din zonele mineralizate cuprinse în complexul aglomeratic, studiat la microscop, se prezintă sub formă de roci cu aspect aglomeratic și tufogen, cimentul de legătură dintre elementele acestor roci fiind format din siderită. Fragmentele de roci sînt reprezentate de andezite alcătuite din feldspați plagioclazi cu structuri zonare și macle polisintetice de dimensiuni variabile de la 0,1—1 mm, din augit cu cristale milimetrice și cuiburi de siderit foarte fin cristalizat, aproape criptocristalin; uneori apar și cristale de amfiboli opacizați, cu o coroană de reacție foarte îngustă în jurul lor.

Din punct de vedere chimic, intercalațiile de siderită și roci sideritice din complexul aglomeratic indică un conținut variabil de fier de 12—38%, media informativă fiind de 20—25% Fe.

Din punct de vedere economic, urmează să se întocmească un studiu tehnico-economic, bazat pe o conturare mai detaliată a mineralizărilor și pe stabilirea unei paralelizări a zonelor mineralizate, folosind atît datele carotajului mecanic cît și ale celui geofizic, care să stabilească valoarea economică a acestor mineralizări situate în complexul aglomeratic.

Geneza fierului din complexul aglomeratic și de pe planul de contact dintre aglomerate și formațiile sedimentare de fundament, este una din problemele cele mai dificile de stabilit. Originea fierului și forma de depunere a sideritei trebuie legate de foarte multe aspecte cu caracter geologic, tectonic și morfologic.

Deși ne găsim într-o fază incipientă de soluționare a problemei genezei fierului, dăm totuși cîteva observații și concluzii care se desprind din cercetarea materialului de teren.

Fierul provine din emanațiile vulcanice în perioadele de activitate și din rocile înconjurătoare prin levigare și trecerea fierului în soluții.

Emanațiile vulcanice au fost dizolvate în apele de suprafață, iar apele încărcate cu CO_2 și alte elemente au atacat și levigat fierul din rocile cu care au venit în contact.

Merită o deosebită atenție complexul aglomeratic care reprezintă un mediu perfect permeabil pentru apele de infiltrație și în care mineralele fero-magneziene au fost alterate și decolorate și din care o parte din fier a fost luat în soluțiile apoase sub foarmă de carbonați. Aceste soluții, încărcate cu mineralizatori, în drumul lor descendent au întîlnit depuneri de roci mai puțin permeabile formate în fazele de liniște ale vulcanilor, cînd s-au depus sedimente fine marine. Prin încetinirea circulației descendente și chiar stagnarea soluțiilor mineralizatoare pe aceste paturi alcătuite din material fin, o parte din fierul conținut în soluție s-a depus în porii și golurile rocilor sub formă de siderită, constituind un nivel mineralizat cu o continuitate relativă în complexul aglomeratelor. Acțiunea acestor ape descendente a fost dublă, de dizolvare și levigare pe de o parte și pe de altă parte de depunere, ambele acțiuni fiind concomitente sau succesive, după gradul de saturare a soluțiilor și după rocile în care circulau.

Soluțiile apoase, scăpînd din primul pat de roci relativ impermeabile, au pătruns în aglomeratele de sub acest pat, unde acțiunea de levigare a devenit mai intensă, și au ajuns la al doilea pat de roci relativ impermeabile, unde acțiunea de depunere se repetă.

Un alt aspect al depunerii sideritei trebuie legat de existența unor fracturi tectonice care afectează rocile sedimentare de fundament, și pe al căror plan se ridică din adîncime apele minerale (borviz), încărcate cu CO_2 și bicarbonat de fier. Aceste ape ajungînd în orizonturi cu roci poroase și în medii permeabile, se răspîndesc în aceste medii de o parte și de alta a crăpăturii tectonice, în funcție de relieful acestor roci, de gradul de permeabilitate a rocilor și de gradul de concentrare a soluțiilor, în golurile și porii cărora depune siderita; de asemenea, soluțiile vin în contact cu roci solubile (gresii calcaroase, marne, conglomerate calcaroase), în care acționează prin dizolvarea carbonatului de calciu și înlocuirea acestuia cu carbonat de fier. Locul de depunere favorabilă a carbonatului de fier este pe planul de contact al rocilor sedimentare, în mare parte solubile, și aglomeratele suprapuse ce sînt perfect permeabile.

Din cercetarea microscopică a materialului cu siderită, rezultă pe de o parte un proces de depunere a sideritei în golurile rocilor, pe de altă parte un proces de substituire a carbonatului de calciu cu carbonat de fier.

Condițiile geologice de formare a unor asemenea zăcăminte de siderită sînt strîns legate de formele morfologice ale fundamentului sedimentar și acestea trebuie deduse din formele morfologice actuale ale depozitelor eruptive combinate cu tectonica postvulcanică, de aspectul rocilor din complexul eruptiv care au contribuit în mod substanțial la depunerea și acumularea substanței utile (siderită), de repetarea mai multor cicluri explozive urmate de faze de liniște, deduse din analiza materialului depus în complexul aglomeratic, de natura rocilor din fundamentul sedimentar, care au jucat un rol important în procesele de metasomatoză, de tectonica formațiilor sedimentare de fun-

dament și de apariția și frecvența izvoarelor de apă minerală din regiune, precum și dintr-o imagine clară a structurii geologice și vulcanologice a regiunii.

Toate aceste elemente, privite dependent unele de altele, ajută la identificarea unor noi zone cu zăcăminte de siderit.

Cu ocazia lucrărilor de foraj și miniere din 1959 și 1960, s-a determinat o rezervă de minereu de circa o sută de ori mai mare decît cea cunoscută pînă în anul 1958, intrînd în calcul numai rezerva situată pe zona de contact dintre aglomerate și sedimentarul de fundament. Dacă și mineralizările situate în complexul aglomeratelor ar prezenta interes economic, posibilitățile de dezvoltare a bazei materiale ar crește considerabil în această parte a țării.

Condițiile geologice din regiunea Lueta-Vlahița se repetă de-a lungul munților Harghita și Gurghiu, atît în partea de vest, unde condițiile sînt mai favorabile, cît și în partea de est a acestora. Ținînd seamă de condițiile geologice arătate mai sus, se pot delimita perimetre în care posibilitățile de găsire a minereurilor de fier să fie favorabile, atît în zona de contact a eruptivului cu formațiile sedimentare, cît și în complexul aglomeratic. S-ar putea aprecia cu aproximație suprafața perimetrelor favorabile pentru existența minereurilor la circa 60—100 milioane m^2, situate atît în vest, cît și în estul munților Harghita și Gurghiu. Grosimea medie a mineralizării de contact în regiunea Lueta-Vlahița, rezultată din forajele executate, este de circa 3,5 m.

Extrapolînd statistic aceste date în perimetrele noi de cercetări geologice din vestul și estul munților Harghita și Gurghiu, ar rezulta un volum foarte important de rezerve de minereu de fier.

Ținînd seamă de această perspectivă, o parte din efortul nostru trebuie îndreptat spre rezolvarea problemelor geologice din această regiune. Natural că perspectiva este apreciată pe baze statistice și pe condiții geologice asemănătoare, și ea poate fi influențată favorabil sau defavorabil de unii factori locali.

Concluzii

Din prezentarea succintă a situației din regiunea Harghita-Gurghiu se pot trage următoarele concluzii:

— Aglomeratele de la baza stratovulcanului Harghita, reprezintă produsele a mai multe cicluri explozive succesive, care s-au manifestat în timpul și sub apele marine miocene.

— În materialul corespunzător fazei de liniște a fiecărui ciclu eruptiv, s-au depus mineralizări de siderit în tufurile și aglomeratele andezitice tufacee, formînd cimentul de legătură dintre elementele componente ale acestora.

— În zona de contact a aglomeratelor cu formațiile sedimentare, sideritul s-a depus printr-un proces metasomatic, mai rar ca ciment, în crăpăturile și porii rocilor.

— La nord și nord-vest de mina Lueta s-a verificat continuitatea zăcămîntului cu ajutorul forajelor, determinîndu-se și o rezervă de minereu de fier importantă.

— Condițiile geologice care au permis formarea zăcămîntului de siderit de la Lueta se repetă și în alte zone, situate în partea de vest și de est ale lanțului vulcanic Harghita-Gurghiu.

— Perspectiva acestor zone cu condiții geologice asemănătoare, este favorabilă pentru găsirea unui volum foarte important de rezerve de minereu de fier.

— Efortul geologic pentru punerea în evidență a rezervelor în această regiune trebuie îndrumat cu toată competența, dat fiind caracterul capricios al mineralizării și condițiile geologice complexe.

Contribuții la studiul geologic al bazinului carbonifer Valea Jiului

I. MARINESCU

INTRODUCERE

Bazinul carbonifer „Valea Jiului", care este situat pe cursul superior al rîului Jiu, reprezintă cea mai importantă sursă de cărbuni energetici și cocsificabili din R.P.R.

Pînă în anii regimului democrat-popular cercetările geologice din bazinul „Valea Jiului" s-au făcut sporadic și insuficient, deși exploatarea cărbunilor datează de circa 90 de ani.

În porțiunile bazinului în care sînt situate minele de cărbuni s-a putut descifra mai precis structura geologică, datorită priceperii și îndemînării inginerilor mineri. În general însă structura geologică a bazinului a constituit obiectul unor expertize sporadice, din care au rezultat aspecte sumare și neconcludente.

După anul 1950 a început întocmirea unor studii mai sistematice inițiate de societatea „Sovromcărbune" și de Comitetul geologic.

În afară de vechile cercetări ale lui Hoffmann (1870), care mai stau și astăzi la baza stratigrafiei bazinului, trebuie menționate primele cartări de detaliu întreprinse de geologii din industrie : dr. St. Mateescu, dr. L. Coroamă, Gh. Rădulescu și C. Eufrosin [6]. La aceste lucrări s-au adăugat cercetările întreprinse de Gr. Răileanu [9] și, în ultimul timp, de I. Drăghindă, care a cartat aproape întregul bazin [2].

În scopul sistematizării și proiectării lucrărilor de explorare și în vederea extinderii actualelor exploatări, s-a inițiat ridicarea unei hărți geologice foarte detaliată, începută, în cadrul T.P.E.D.M.N., de geologul Th. Borș [1].

În continuarea acestei lucrări vaste, ne-a revenit cercetarea sectorului Vulcan — Coroești — Aninoasa (campania 1959). Sperăm că observațiile făcute de noi vor contribui la descifrarea structurii geologice atît de complicate, caracteristică bazinului Valea Jiului.

Bazinul carbonifer „Valea Jiului" s-a format într-o vastă zonă de șisturi cristaline și de formații mezozoice slab metamorfozate. Aceste formații se întîlnesc pe rama bazinului și aparțin celor două mari unități structurale din Carpații Meridionali, adică pînzei getice și cristalinului autohton, așa cum a arătat C. M. Murgoci (1910).

a) *Pînza Getică.* În sectorul Vulcan — Coroești — Aninoasa, pînza getică are o alcătuire petrografică relativ monotonă, fiind constituită din micașisturi, gnaisuri, ofiolite (diabaze, melafire, tufite metamorfozate), străbătute de filoane de cuarț. Aceste roci au fost întîlnite în componența pînzei getice pe rama de nor a bazinului, în fundul pîrîului Lupului, în Valea Crevedia și în pîraiele Priboiu, Piscu și Aninoasa. Pe rama de sud a sectorului cercetat, aceleași roci apar pe văile Căprișoara, Morișoara, Lupești, Mălinești și pe Valea Ungurului.

G. Manolescu, care a cercetat cristalinul de pe rama de sud a bazinului, a considerat că ofiolitele aparțin de autohton, și le-a situat numai la contactul dintre pînză și autohton. Examinînd însă rama de nord a bazinului, între Poiana Lupului și Valea Aninoasa, am ajuns la concluzia că ofiolitele aparțin indiscutabil de pînza getică, fiind prinse în structura acesteia. Ele se întîlnesc pînă la cîțiva kilometri spre nord de rama de miazănoapte a bazinului.

Cartografic, ofiolitele apar sub forma unor fîșii orientate ENE—VSV, late uneori de 100—200 m. Acestea apar pe direcție cu micașisturile și gnaisurile (Valea Crevedia, Valea Aninoasa, Valea Ungurului etc.).

b) *Autohtonul.* Atît la nord cît și la sud de bazin, autohtonul pînzei getice se prezintă cu aspecte petrografice diferite. În sectorul cercetat autohtonul de pe rama de nord este reprezentat prin calcare, pe cînd pe rama de sud apar cuarțite, filite, șisturi argiloase și numai sporadic calcare. De fapt, aceste formații sînt sedimentare de vîrstă jurasică și sînt foarte slab metamorfozate. Noi le-am cercetat pe o distanță limitată, de-a lungul contactului cu pînza getică. Autorii mai vechi (G. Manolescu, G. Paliuc, A. Streckeisen), care au cercetat cristalinul de pe rama bazinului „Valea Jiului, le-au atribuit complexului „infragetic", așezat pe cristalinul autohton.

Pe rama de nord a bazinului apar calcare albe, rar cenușii, slab microcristaline, cu diaclaze pline cu calcit și exploatate în cariere. Calcarele sînt de vîrstă portlandiană și aparțin faciesului recifal de Stramberg. Acestea apar în autohtonul din semifereastra Dosul Zănoagei, pusă în evidență de noi. Între Valea Crevedia și Valea Aninoasa nu au mai fost întîlnite formații pe rama de nord care să aparțină autohtonului.

Pe rama de sud a bazinului, către Valea Căprișoara și Valea Ungurului, autohtonul este alcătuit din cuarțite cenușii, cu filonașe de cuarț alb, filite

verzui, şisturi argiloase negre şi şisturi grafitoase negricoase. Aceste roci aparţin Liasicului de Schela [4] şi suportă uneori mici masive de calcare portlandiene de tip Stramberg, slab metamorfozate (interfluviu Valea Morişoara — Valea Căprişoara). De remarcat că formaţiunea de Schela apare numai la sud de bazin *. Este totuşi posibil ca şisturile satinate cenuşii de sub calcarele din Zănoaga, remarcate de T. Borş (schistes lustrées după Gh. Rădulescu), să reprezinte un facies mai nordic al Liasicului de Schela. În caz contrar, aceste şisturi urmează să fie atribuite Permo-Triasicului.

SEDIMENTARUL

În bazinul carbonifer „Valea Jiului", sedimentarul este reprezentat prin formaţii cretacice superioare, paleogene şi miocene. Cele mai răspîndite formaţii sînt cele atribuite Paleogenului.

A. *Cretacicul.* Formaţiile cretacice au fost descoperite de geologul I. Drăghindă [2]. După acest autor, cretacicul apare atît pe rama nordică (la est de Poiana Taia), cît şi pe cea sudică (la est de Poiana Drăgoiului), deci numai în zona de est a bazinului.

În sectorul Vulcan — Coroeşti — Aninoasa, am recunoscut aceste formaţii cretacice superioare în facies de Gossau, pe rama de sud a bazinului. Ele reprezintă cele mai vechi depozite sedimentare şi în sectorul cercetat stau discordant pe cristalinul pînzei getice, în general pe micaşisturi. Seria cretacică superioară începe cu un banc de gresie grosieră, foarte calcaroasă, cenuşie-albăstruie, tare, cu diaclaze cu calcit, bogată în resturi de *Nerineidae.* Acest banc gros de peste 0,5 m este deschis de un afluent de pe dreapta poienei Lupşeşti. Blocuri din această gresie cu *Nerineidae* au fost găsite pe un afluent de pe stînga Văii Ungurului şi chiar în albia pîrului Lupşeştii mişcate de alunecări de teren.

Pe afluentul pîrîului Lupşeşti, deasupra gresiei cu *Nerineidae,* urmează marne cenuşii şi bancuri lentiliforme de marno-calcare cenuşii-verzui, albicioase, cu resturi de *Inocerami.*

Aceste marnocalcare au fost identificate şi pe un afluent de pe stînga Văii Ungurului, unde conţin resturi de Inocerami de talie mare. În pîrîul Mălineştilor nu s-a constatat prezenţa gresiilor cu *Nerineidae.* Marnocalcarele întîlnite aici sînt mai puţin tari şi au diaclaze pline cu calcit, ceea ce le dă un aspect flişoid. Seria cretacică se încheie cu marne cenuşii-vineţii cu frecvente diaclaze cu calcit şi oglinzi de fricţiune. În aceste marne s-au găsit resturi de *Inocerami,* între care o valvă ruptă de *Inoceramus* (*balticus* Böhn), caracteristic pentru senonian. Tot în aceste marne s-au întîlnit numeroase exemplare de *Globotruncane* în asociaţie cu o întreagă microfaună de *Haplophragmoide, Eponide, Bolivinelle* etc. *

Fauna de *Nerineidae* şi *Acteonelle* ne arată că în partea de sud a sectorului Vulcan — Aninoasa, există depozite cretacice superioare (turonian-senoniene) în facies litoral de tip Gossau, identificate de I. Drăghindă mai la E [2]. Prezenţa unor pelite cu *Inocerami,* în asociaţie cu microfaună de *Globotruncane* indică un început de subsidenţă a bazinului în timpul senonianului.

În concluzie, cretacicul superior de pe marginea de sud a sectorului Vulcan — Coroeşti — Aninoasa se dezvoltă între văile Drăgoiu şi Lupşeşti, avînd aspectul cartografic al unei fîşii înguste, care se efilează pînă la dispariţia spre vest (Poiana Lupşeştilor).

Scăderea grosimii depozitelor turonian-senoniene de la est la vest şi dispariţia în Valea Lupşeştilor a unor nivele vizibile, în văile de la vest, nu poate fi pusă numai pe seama eroziunii, ci mai degrabă a unei întreruperi în sedimentare. Dispariţia spre vest a depozitelor cretacice în versantul stîng al Văii Lupşeştilor, s-ar putea datora şi transgresiunii paleogene. Totuşi, scăderea vizibilă a volumului de roci cretacice indică mai degrabă o nefuncţionare a bazinului începînd de la paralela Vulcan — Crevedia, spre vest.

B. *Paleogenul.* Depozitele sedimentare din bazin, aşezate atît peste cretacicul superior, cît şi peste formaţiile cristaline ale pînzei getice, respectiv ale autohtonului, au fost atribuite de noi şi de geologul Gh. Rădulescu, Paleogenului. Sub acest aspect părerea noastră diferă de cea intrată în uz şi consemnată în diverse lucrări de specialitate [3]. Orizontarea acestor depozite, făcută de Hoffmann, a rămas valabilă şi astăzi. Problema vîrstei celor trei orizonturi stabilite de acest cercetător a constituit obiectul a numeroase controverse. Cu argumentele pe care le avem astăzi, credem că ne-am apropiat de adevărata vîrstă a acestor orizonturi. După părerea noastră cele trei orizonturi ale Paleogenului aparţin respectiv eocenului superior, oligocenului şi acvitanianului. Depozitele miocene şi probabil pliocene semnalate în extremitatea de est a bazinului [9, 10] nu au fost întîlnite în sectorul cercetat.

a) Orizontul inferior sau bazal (eocen superior). În baza seriei paleogene se dezvoltă depozitele orizontului inferior sau bazal, de vîrstă eocenă superioară. Pe marginea de nord a bazinului Valea Jiului, în sectorul Vulcan — Aninoasa, orizontul inferior stă pe cristalinul pînzei getice. La circa 0,75 km, la nord de rama bazinului, pe versantul de est al Văii Crevedia, în plină zonă cristalină apare o fîşie de depozite sedimentare, ce aparţin tot orizontului bazal. La circa 2 km nord-est de această fîşie, în satul Dealul Babei, pe versantul stîng al Văii Crevedia, apar din nou depozite din orizontul bazal. În ambele petece depozitele sedimentare stau pe cristalinul getic (fig. 1 şi 2).

* Menţionăm că în formaţia de Schela de pe versantul sudic al munţilor Vîlcanului am găsit, în ianuarie 1951, o impresiune de plantă atribuită genului Zamites (colecţia Comitetului geologic).

* Determinate de geologul E. Popescu.

Pe marginea de sud a bazinului, între Valea Ungurului și Poiana Lupșești, orizontul inferior stă peste cretacicul superior, pe cînd între Poiana Lupșești și Poiana Căprișoara, același orizont se așază pe cristalinul getic. Se deduce astfel caracterul transgresiv și discordant, precum și vîrsta postsenoniană a acestui orizont. Ținînd seama de poziția stratigrafică, de trecerea gradată în sus la orizontul productiv de vîrstă oligocenă și de caracterele litologice specifice, noi i-am atribuit vîrsta eocen superioară.

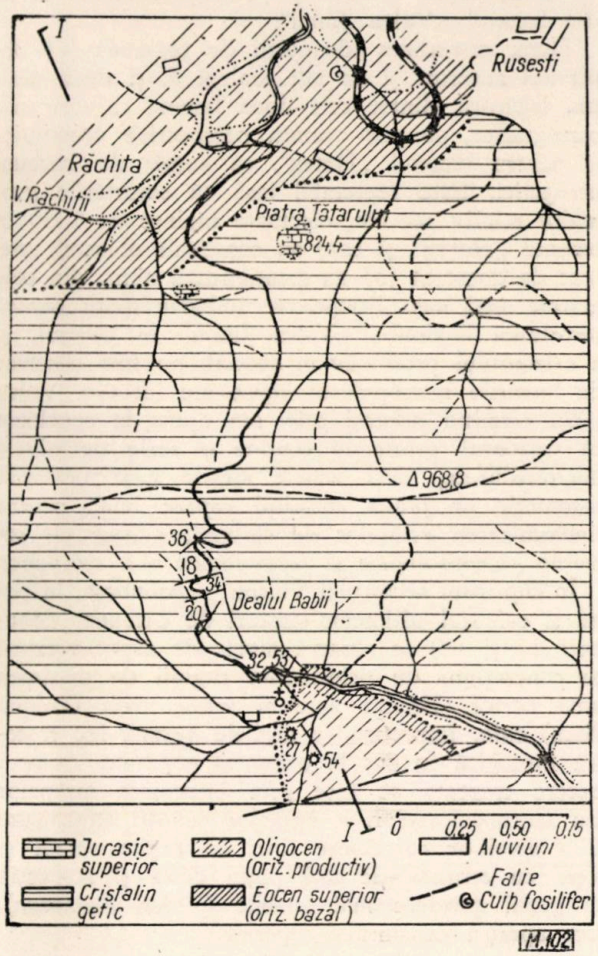


Fig. 1.

Cercetările făcute de geologul Gh. Rădulescu în bazinul Hațegului [8] și recunoașterea întreprinsă de noi, împreună cu geologul T. Borș, au arătat că depozitele orizontului inferior din bazinul „Valea Jiului" sînt identice cu cele din bazinul „Hațeg" (Poiana Răchitii) și ocupă aceeași poziție discordantă pe cristalinul getic.

Din punct de vedere litologic, orizontul inferior este constituit în primul rînd din argile policrome (roșii, cenușii-verzui, portocalii, cărămizii, violacee, negre și pătate), uneori mai nisipoase, așa cum apar pe pîrîul Gruniului (Arsului) din bazinul „Valea Jiului" și pe Poiana Răchitii din bazinul „Hațeg".

În acest pachet argilos se dezvoltă bancuri de calcar alb-lăptos sau cenușiu uneori compact sau diaclazat cu aspect concreționar. În Valea Crevedia, în satul Dealul Babei, calcarele sînt fosilifere și conțin resturi de gasteropode.

Calcarele din orizontul inferior se dezvoltă sub formă de bancuri lentiliforme groase de 10—15 m (Valea Lupului, Valea Crevedia, Valea Gruniului), care pot atinge direcțional circa 1 km lungime. În fișia de sedimente din Fata Chicerii (versantul de est al Văii Crevedia), situată la nord de rama bazinului, apar peste argile roșii aceleași calcare

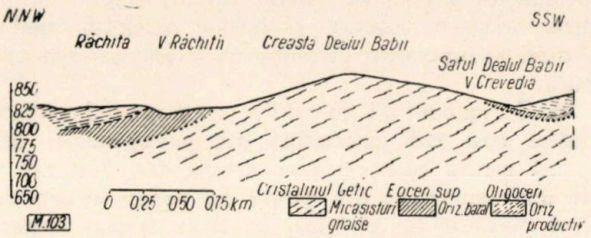


Fig. 2.

albe diaclazate. În petecul de sedimentare din satul Dealul Babei, calcarele apar tot peste argilele roșii, ce se reazemă pe cristalinul getic.

Bancuri de calcare identice cu cele descrise au fost întîlnite și pe unii afluenți de pe dreapta Văii Răchitii, pe rama de sud-est a bazinului „Hațeg", tot cu argile roșii ce stau pe cristalinul getic. Asociate cu calcarele și argilele roșii apar și marno-calcarele violacee pătate, identificate pe marginea de nord a bazinului „Valea Jiului", în sectorul Vulcan — Aninoasa, pe marginea de sud-est a bazinului „Hațeg" (Poiana Răchitii), precum și în cele două petece de sedimentar dintre bazinele menționate.

Identitatea petrografică și poziția stratigrafică a datelor din orizontul inferior, descrise mai sus, confirmă ideea legăturii dintre bazinul „Valea Jiului" și bazinul „Hațeg" emisă de I. Popescu-Voitești acum 30 de ani [7].

Cercetările noastre arată însă că legătura nu s-a făcut prin pasul Merișor, ci prin văile Crevedia și Răchita, peste culmea Dealul Babei. Cele două petece de sedimentar situate pe cristalin, între bazinele „Valea Jiului" și „Hațeg", nu sînt altceva decît martori de eroziune din sedimentele depuse în apele ce făceau, în timpul paleogenului, legătura între cele două bazine.

Pe marginea de nord a bazinului „Valea Jiului", în cuprinsul orizontului inferior, mai apar marno-argile cenușii verzui, cu aspect granular și marno-calcare cenușii albicioase, ce trec la gresii (Valea Crevedia). O rocă caracteristică orizontului inferior o constituie gresiile grosiere care trec la conglomerate poligene ca elemente de cuarț alb, șisturi cristaline și, mai rar, de calcare. În general rocile din cuprinsul orizontului bazal se dezvoltă lentiliform, cu dese schimbări de facies pe direcție, indicînd caracterele unei sedimentări torențiale. Aceste caractere ale sedimentelor depuse în vechiul golf paleogen se datoresc numeroaselor cursuri de

apă care aduceau un bogat material de pe uscatul cristalin.

Aceleași caractere le prezintă și sedimentele orizontului bazal de pe marginea de nord a bazinului „Valea Jiului", unde apar tot conglomerate poligene, cu alterări ruginii și argile roșii. Pe marginea de nord a bazinului, orizontul inferior se încheie cu un nivel compus din gresii cuarțoase, intercalate cu argile policrome (suitor Hypolit) sau cu gresii verzui-cenușii (Poiana Priboiu). Gresiile cuarțoase albicioase cu pete gălbui au un aspect asemănător gresiei de Kliva. Cu acest nivel se încheie orizontul inferior și începe orizontul mediu, a cărei sedimentare prezintă un pronunțat caracter marin.

b) Orizontul mediu sau productiv. Dintre cele trei orizonturi ale paleogenului, orizontul mediu este cel mai gros (circa 350 m) și cel mai important din punct de vedere economic, fiind purtător de cărbuni. În baza acestui orizont se găsesc bancuri de gresie grosieră, cuarțoase, albe cu pete gălbui, care amintesc gresia de Kliwa din Oligocenul Carpaților Orientali. Aceste gresii formează patul stratului cel mai important de cărbune, denumit stratul 3.

În alcătuirea litologică a orizontului productiv apar, în afară de cărbuni și argile cărbunoase, o întreagă asociație de roci asemănătoare celor întîlnite în Oligocenul din Carpații Orientali și în Bazinul Transilvaniei.

Am identificat astfel : gresii silicioase albe, grosiere sau cu bob mediu de tip Kliwa, șisturi argiloase disodilice cu solzi de Clupeide, marne calcaroase și chiar marnocalcare albe bituminoase, marne cenușii și gresii micacee de tip Fusaru, marnocalcare sideritice cu coajă gălbuie, asemănătoare pelosideritelor din faciesul de Fusar etc.

În acoperișul stratelor de cărbuni au fost întîlnite nivele cu faună fosilă din care s-au determinat numeroase specii în laboratorul T.P.E.D.M.N. Nu insistăm asupra lor și nici asupra plantelor fosile, cunoscute din lucrările lui Oswald și Staub.

În mod obișnuit, în partea superioară a orizontului apar argile roșii și verzi, care anunță trecerea la orizontul superior. Orizontul productiv nu apare în fișia de sedimentar din Fața Chicerii, situată la nord de bazin (Valea Crevedia), care conține roci din orizontul inferior. În schimb, în petecul cel mai nordic, în satul Dealul Babei, orizontul productiv conține marno-argile cenușii cu alterări ruginii, marnocalcare albe sau gălbui bituminoase și 2—3 straturi de cărbuni, care au fost exploatați sporadic în jurul anului 1930. Din examinarea haldelor se pare că straturile sînt subțiri (circa 1 m grosime).

Orizontul productiv din satul Dealul Babei apare destul de prost deschis pe versantul drept al Văii Crevedia.

Dincolo de creasta Dealul Babei, pe marginea de sud-est a bazinului „Hațeg", am întîlnit orizontul productiv pe un afluent de pe dreapta pîrîului Răchitii. Astfel, lîngă viaductul căii ferate, care descrie o curbă strînsă, apar în malul sting al pîrîului, marne cenușii cu *Polymesode* identice cu cele din bazinul „Valea Jiului". Cercetările mai detaliate efectuate de geologul Gh. Rădulescu [8] pe rama de sud a bazinului „Hațeg" au relevat prezența unui orizont cu cărbuni (rîul Tisei — Baru Mare) identic și probabil sincron cu cel din bazinul „Valea Jiului".

După dovedirea identității de faciesuri [8] observată anterior și de alți geologi *, și după găsirea legăturii dintre cele două bazine ca elemente cartografice, se pot contura perspective economice și pentru bazinul „Hațeg", ca sursă de cărbuni energetici. Este regretabil însă că cercetările geologice relativ recente, efectuate înainte de 1950 în bazinul „Hațeg" și care au constituit obiectul unei teze de doctorat [5] nu menționează nimic din cele arătate mai sus. Perspective îmbucurătoare pentru cercetarea bazinului „Valea Jiului" în general, și a orizontului productiv în special, au fost deschise de lucrările micropaleontologice ale lui Gh. Voicu [10]. Urmînd aceeași cale, am ajuns la concluzia că orizontul productiv conține o serie de nivele microfosilifere, deși zonele sterile care urmărite sistematic ar putea constitui repere bune pentru sinonimizarea stratelor de cărbuni, alături de reperele paleontologice și palinologice sînt frecvente.

În cuprinsul sectorului Vulcan — Aninoasa, în patul și culcușul ultimelor straturi de cărbune (denumite 17 și 18) se observă nivele de argile verzuri, cu concrețiuni de pelosiderite ruginii de mărimea unui cartof. Uneori apar și argile roșii (Poiana Piscu) care, împreună cu argilele verzui, fac trecerea litologică în sus la orizontul superior. Această trecere treptată se face prin înlocuirea marnelor sau marnocalcarelor, a argilelor cenușii stratificate și a gresiilor calcaroase fine, cu argile verzui și roșii, cu stratificație mai puțin clară și respectiv cu gresii grosiere mai friabile (Valea Aninoasa), care aparțin orizontului superior.

Pe marginea de sud a bazinului, în cuprinsul sectorului Vulcan—Aninoasa, nu se observă clar trecerea de la orizontul productiv, la cel superior, din cauza unei falii majore longitudinale pe care dispare orizontul productiv. Pe Valea Ungurului însă, productivul îmbracă un facies asemănător cu cel bazal, avînd bancuri de microconglomerate și conglomerate ruginii, dar cu pelite cenușii și ruginii și cu straturi subțiri de cărbuni cu acoperiș fosilifer. Invazia facială a orizontului productiv, care împrumută faciesul celui bazal, se datorează unor condiții locale din domeniul de sedimentare. Pe baza asociației litologice caracteristice a asociației faunistice și microfaunistice [10] și a poziției geometrice concludente, am atribuit oligocenului întreaga succesiune a orizontului mediu.

c) Orizontul superior. În bazinul carbonifer „Valea Jiului", ca și în sectorul Vulcan — Aninoasa, orizontul superior ocupă cea mai mare suprafață.

În ansamblu, acest orizont se caracterizează printr-o succesiune de argile verzui cenușii, uneori stra-

* Ion Grigore, comunicare verbală, iunie 1959.

tificate, alteori cu aspect concreționar, în care se intercalează bancuri de gresii grosiere, ce trec direcțional la conglomerate masive. În general gresiile și conglomeratele sînt mai friabile și conțin trovanți bine cimentați, care rămîn în relief datorită eroziunii diferențiale.

De obicei, în argilele verzui apar concrețiuni calcaroase mărunte, albicioase, rareori gălbui, sideritice. Orizontul superior se caracterizează și prin prezența unor nivele cu argile roșii. Apar chiar argile negre, care conțin straturi subțiri de cărbuni (sub 0,2 m grosime, versantul stîng al Jiului).

Deși considerat nefosilifer de multe tratate de specialitate [5], orizontul superior conține atît faună, cît și floră fosilă. Am descoperit astfel două cuiburi fosilifere importante și două puncte cu puține fosile. Pe Valea Aninoasa, la partea de sus a orizontului, am întîlnit o bogată faună de gasteropode, care aparțin genului Melanopsis. De asemenea, pe versantul drept al Poienei Piscu am întîlnit o asociație faunistică de Planorbide și Unionide, situată către baza orizontului superior.

Cercetările anterioare [1, 10], ca și cele întreprinse de noi, au relevat prezența unor nivele cu microfaună.

După poziția geometrică cît și după resturile fosile, orizontul superior ar aparține acvitanianului și încheie seria paleogenă din bazinul carbonifer „Valea Jiului".

TECTONICA

Cercetările întreprinse în cadrul T.P.E.D.M.N. de geologul T. Borș, în anii 1958 și 1959, precum și de noi în anul 1959, au arătat că bazinul „Valea Jiului" are o tectonică destul de complicată.

Ne vom limita numai la observațiile din sectorul Vulcan — Coroești — Aninoasa, care ne-au condus la concluzii interesante.

Pentru o înțelegere a fenomenelor trebuie să facem apel la geotectonică și să încercăm să le încadrăm în fazele orogenice stabilite de H. Stille. De asemenea, va trebui să ținem seama de tectonica cristalinului din regiune.

Pe rama de nord a bazinului, o bună parte din micașisturi și ofiolite înclină spre sud, pe cînd cele de pe rama de sud înclină spre nord, sugerînd astfel prezența unei structuri sinclinale. Această structură sinclinală a cristalinului aparține marii unități a pînzei getice, care se observă clar în cuprinsul sectorului cercetat.

Într-adevăr, pe Valea Crevedia și în fundul Văii Lupului, micașisturile și ofiolitele pînzei getice iau contact tectonic cu calcarele jurasice din Dosul Zănoagei. Aceste calcare formează un masiv înconjurat dinspre sud, est și nord de micașisturi și ofiolite, care se mulează periclinal pe calcare. Astfel, în Dosul Zănoagei, în Valea Crevedia și în fundul Văii Lupului, micașisturile formează un contur de semifereastră, în care apar calcarele jurasice ale autohtonului.

Emergenței autohtonului din semifereastră îi corespunde în pînza getică, o structură anticlinală care se dezvoltă la est de Valea Crevedia și la nord de prima fișie de sedimentar din Fața Chicerii. De fapt urmărită spre vest, semifereastra apare mult mai mare și este pusă în evidență și prin prezența micașisturilor, remarcate de T. Borș în fundul pîriului Victoria, și prin micașisturile din Satul Dealul Babei, observate de noi.

Sub acest aspect, structura sinclinală de la sud de semifereastră, pe seama căreia s-a instalat bazinul carbonifer „Valea Jiului", capătă semnificația unei peninsule tectonice alungite, care se termină printr-un cap tectonic la Cîmpul lui Neag, mascat de sedimentele paleogene.

Pe rama de sud a bazinului, pe pîraiele Căprișoara, Morișoara, Mălinești și Valea Ungurului, micașisturile și ofiolitele pînzei getice iau contact tectonic cu depozitele liasice ale formației de Schela, peste care sînt așezate geometric.

Contactul dintre micașisturi și diferiți termeni ai Jurasicului de la nord și sud de Valea Jiului, dovedește prezența pînzei getice, identificată pentru prima oară de G. M. Murgoci. Cercetările mai noi ale lui G. Manolescu [5] și A. Streckeisen, care au atins sectorul Vulcan — Aninoasa, au confirmat punctul de vedere al lui G. M. Murgoci. După acești autori, punerea în loc a pînzei getice s-a desăvîrșit în Apțian-Albian, în timpul fazei austrice.

Prezența depozitelor turonian-senoniene pe marginea de sud a bazinului, ca fiind cele mai vechi sedimente așezate pe pînză, arată că sedimentarea în bazinul „Valea Jiului", a început o dată cu turonianul. Rezultă astfel că în perioada dintre faza austrică de la sfîrșitul apțianului și cea subhercinică din turonianul superior, cristalinul din regiune a fost exondat. Deci bazinul a început să funcționeze ca atare după faza subhercinică, o dată cu scufundarea cristalinului.

Poziția geometrică a turonianului și senonianului, atît peste cristalinul pînzei cît și peste cel al autohtonului (la est de perimetrul cercetat) arată că mișcările subhercinice au definitivat raportul dintre pînza getică și autohton, cel puțin în zona centrală a Carpaților Meridionali. Sub acest aspect se impun o serie de revizuiri și în restul acestui lanț muntos.

Ținînd seama de discordanța dintre orizontul superior și turonian-senonian, care este depășit de argilele roșii ce stau pe cristalin (Poiana Lupșești), se poate afirma că există o lacună de sedimentare între senonian și orizontul inferior. Această lacună ar corespunde cutărilor laramice și pireneene care au exondat bazinul și au întrerupt sedimentarea. În acest caz, depozitele orizontului bazal nu pot fi decît postbartoniene și deci trebuie atribuite eocenului superior.

Deci numai după faza pireneeană, bazinul reîncepe să funcționeze ca domeniu de sedimentare.

Prezența unor falii majore longitudinale și transversale care afectează depozitele sedimentare este strîns legată de fazele orogenice mai noi (savică și stiriacă).

Pe marginea de nord a bazinului, contactul dintre cristalinul pînzei getice și orizontul inferior este tectonic pe tot cuprinsul sectorului Vulcan — Aninoasa. Astfel în fundul pîrîului Lupului micașisturile prezintă înclinări clare spre nord, fiind așezate geometric peste depozitele orizontului bazal. Linia tectonică de-a lungul acestui contact este falia marginală nordică, după care cristalinul încalecă depozitele orizontului inferior de la nord spre sud. După cum am constatat pe teren, încălecarea își pierde din valoare spre est de Valea Crevedia, unde cristalinul și sedimentarul stau în picioare (Poiana Gruniului), luînd aspectul unui contact ezitant.

Către vest, după lucrările lui I. Pătruț și T. Borș [1], amploarea încălecării crește. Apare astfel ca probabilă îngustarea bazinului spre vest, și dispariția orizonturilor inferior și productiv de pe marginea de nord, care, fiind tăiate diagonal, dispar sub încălecarea cristalinului getic, respectiv autohtonului. Această încălecare ar explica forma de vîrf de lance a bazinului, care se îngustează tectonic de la est la vest precum și gradul de tectonizare tot mai intens spre vest, dovedită în sectoarele Lupeni și Bărbăteni-Uricani de T Borș [1]. Un alt argument ar fi și înnobilarea evidentă a huilei de Valea Jiului din sectoarele vestice ale bazinului, datorită tot tectonizării crescînde.

Prezența faliei marginale nordice indică o puternică impingere activă a sedimentelor, dirijată NV—SE, și provocată de masele cristalinului. Reacțiunile acestei împingeri au fost preluate de cristalinul de pe rama sudică care a generat la rîndul lui o serie de accidente tectonice disjunctive în bazin. Se explică astfel prezența unei falii longitudinale sudice și a unor falii transversale diagonale. Acest ansamblu de falii majore, împreună cu o serie de falii secundare, au deformat structura sinclinală a bazinului. Într-adevăr, sedimentele paleogene au fost strînse treptat, ca într-o menghine uriașă, de către formațiile cristaline, imprimînd astfel bazinului un stil tectonic disjunctiv casant.

Dintre faliile transversale diagonale, ca mai importante citām falia Aninoasa, falia Piscu, falia Priboiu-Plesnitoarea, falia Crevedia și falia Lupului, care împart sectorul cercetat într-o serie de blocuri. Aceste compartimente, privite de la est la vest, au fost împinse treptat către centrul bazinului, de la nord-est spre sud-est. Această tendință de deplasare centripetă a blocurilor dintre falii apare caracteristică bazinului „Valea Jiului".

Pe rama de nord a bazinului, sedimentarul apare căzut față de cristalin, care după ce se redresează la verticală, încalecă treptat sedimentarul de la est la vest. Pe rama de sud însă, cristalinul împreună cu depozitele orizontului inferior sînt ridicate față de formația productivă și superioară.

Reamintim că pe lîngă faliile majore apar multe falii secundare, cu sărituri ce variază de la 0,5 m pînă la 4—5 m, a căror prezență nu poate fi semnalată decît cu ajutorul microtectonicii.

Prezența tuturor acestor falii imprimă tot mai evident structurii bazinului caracterele stilului disjunctiv casant.

O dată cu găsirea legăturii dintre bazinele „Valea Jiului" și „Hațeg", care s-a făcut peste interfluviul dintre văile Crevedia și Gruniu, și peste creasta Dealul Babei, se pot explica o serie de fenomene din istoria acestor bazine. Mai mult chiar, pe baza interpretărilor geometrice și dinamice a rezultatelor culese pe teren se va putea ajunge la o determinare mai precisă a structurii bazinului „Valea Jiului" și la rezolvarea unor probleme importante pentru economia națională.

Bibliografie

[1] Borș T.: *Raport geologic preliminar asupra sectorului Uricani-Bărbăteni din bazinul carbonifer,* Valea Jiului — T.P.E.D.M.N., București, 1959 (inedit).

[2] Draghinda I.: *Prezența cretacicului superior în bazinul Petroșani* — Com. Acad. R.P.R., tomul VI, nr. 6, București, 1956.

[3] Macovei Gh.: *Geologie stratigrafică* — Editura Tehnică, București, 1955.

[4] Manolescu Gh.: *Recherches géologiques dans les monts de Vîlcan* — Ann. Inst. Géol. Roum., tome XVIII, București, 1940.

[5] Mamulea M. A.: *Études géologiques dans la region de Sînpetru-Pui (bassin de Hațeg)* — Ann. Com. Géol. Roum., tome XXIV—XXV, București, 1958.

[6] Mateescu St.: *Cercetări geologice în Valea Jiului Romînesc, sectorul Vest-Uricani* (Raport preliminar) — Arhiva Comb. Carb. Valea Jiului, Petroșani, 1951.

[7] Popescu-Voitesti I.: *Le bassin de Petroșani dans le cadre géologique des dépressions carpatiques internes* — Bul. Soc. Rom. Geol., București, 1932.

[8] Rădulescu Gh.: *Raport geologic asupra bazinului Hațeg-Pui* — Arhiva Comb. Carb. Valea Jiului, Petroșani, 1959 (inedit).

[9] Răileanu Gr.: *Cercetări geologice în bazinul Petroșani, sectorul Cîmpului Neag-Lupeni-Vulcan* — Arhiva T.P.E.D.M.N., București, 1953.

[10] Voicu Gh.: *Cercetări geologice și micropaleontologice în bazinele Bahna și Petroșani* D. de Sed. Com. Geol. R.P.R., vol. XXXVIII (1950—1951, București, 1954.

Studiul comparativ asupra unor perforatoare fabricate în țară și în străinătate

Conf. ing. N. LEȚU, asistent ALEX. DĂRĂBANȚ, șef lab. P. MARIAN

Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R. au pus în fața întregului nostru popor muncitor sarcini concrete în vederea dezvoltării și introducerii în toate ramurile economiei naționale a celor mai noi cuceriri ale științei și tehnicii, în vederea mecanizării și automatizării treptate a producției.

Așa cum reiese din hotărîrea din iulie 1960 a Comitetului Central al P.M.R. și a Consiliului de Miniștri al R. P. Romîne, cu privire la ridicarea nivelului tehnic al producției, intensificarea introducerii tehnicii noi, în vederea realizării unei productivități înalte a muncii, și reducerii prețului de cost sînt sarcini de cea mai mare importanță pentru industrializarea socialistă a țării.

Dezvoltarea industriei miniere din țara noastră în perioada planului șesenal trebuie să urmărească ca, o dată cu sporirea producției, să intensifice introducerea tehnicii noi pentru mecanizarea celor mai grele operații din procesul tehnologic de exploatare cît și a lucrărilor auxiliare, întrucît nivelul tehnic determină în mare măsură îmbunătățirea indicilor tehnico-economici.

În lucrările miniere de deschidere și pregătire executate în roci abrazive, perforarea găurilor este una dintre operațiile cele mai greoaie, reprezentînd în medie 40—60% din ciclul de săpare. Aceasta se datorește în primul rînd vitezelor reduse de perforare, realizate cu perforatoarele existente, cît și exploatării nerationale a acestora.

Pentru creșterea vitezelor de perforare, unii autori recomandă fie extinderea perforatoarelor rotativo-percutante, fie extinderea perforatoarelor grele montate pe coloană sau cărucioare de perforat. Această orientare poate fi considerată uneori adecvată pentru lucrările miniere cu o secțiune transversală mai mare de 16 m^2. Ținîndu-se însă seama pe de o parte că lucrările miniere cu o secțiune mai mare de 16 m^2 reprezintă doar 10% din totalul lucrărilor miniere, iar pe de altă parte că prețul de achiziție al perforatoarelor sus-menționate fiind ridicat, folosirea lor complică organizarea muncii, considerăm că, pentru condițiile țării noastre, este mult mai rațional să se îmbunătățească construcția perforatoarelor existente, întrucît această orientare reprezintă una din resursele de creștere a eficienței tehnico-economice.

Eficacitatea perforatoarelor percutanto-rotative este determinată de o serie de factori, dintre care cei mai importanți sînt următorii : energia de lovire, numărul de lovituri pe minut, momentul de rotație transmis la sfredel, presiunea aerului comprimat, randamentul perforatorului etc.

Corelarea armonioasă a cîtorva din parametrii menționați poate contribui la creșterea puterii perforatorului, acesta din urmă fiind factorul de bază care determină în ultimă instanță timpul în care se realizează perforarea unei găuri. Aceeași putere a unui perforator poate fi realizată prin creșterea energiei de lovire a pistonului menținînd în schimb același număr de lovituri pe minut sau prin creșterea numărului de lovituri pe minut a pistonului, menținînd în schimb aceeași energie de lovire.

Creșterea puterii perforatorului pe seama sporirii energiei de lovire nu și-a găsit rezolvarea practică, deoarece pentru acest lucru este necesar să se mărească cursa și greutatea pistonului, cît și presiunea aerului comprimat.

Mult mai rațională s-a dovedit ideea sporirii puterii perforatoarelor pe seama măririi numărului de lovituri la 2 800—3 500 lovituri pe minut, menținînd în schimb aceeași masă a pistonului.

Noua orientare în construcția perforatoarelor este bazată pe considerentul că puterea de percuție este direct proporțională cu valoarea energiei de lovire și cu numărul loviturilor realizate în unitatea de timp, cît și prin faptul că din experiență s-a constatat că perforatorul cu un număr mare de percuții nu modifică organizarea muncii în locul de muncă, dar contribuie în schimb la creșterea vitezelor de perforare.

Numărul de lovituri pe minut poate fi majorat mărindu-se suprafața secțiunii pistonului, adică diametrul cilindrului perforatorului, micșorîndu-se totodată cursa pistonului. Astfel, pentru mărirea frecvenței de percuție de la 1 800—3 800 percuții pe minut, menținîndu-se masa pistonului, este necesar ca diametrul cilindrului să fie mărit, iar cursa pistonului să fie micșorată cu circa 30%.

O dată cu micșorarea cursei se micșorează și lungimea perforatorului.

Datorită măririi frecvenței de percuție se mărește puterea specifică a perforatorului aproape de trei ori și se micșorează greutatea referită la unitatea de putere pînă la 6—7 kg/CP. Sporirea puterii pînă la 3,5—3,8 CP se poate realiza menținînd greutatea perforatorului în limitele 26—27 kg, în timp ce perforatorul a cărui putere este de 1,5—2,0 CP, lucrînd cu o frecvență obișnuită de percuție, are o greutate de 30 kg.

Interesul față de perforatoarele cu număr mare de lovituri se explică în special prin aceea că se

obține o viteză de perforare de două ori mai mare decît cu perforatoarele de tip obișnuit, la un consum de aer comprimat cu 30—40% mai mic.

În ultimii 5—6 ani, metoda sporirii puterii perforatorului prin majorarea frecvenței de percuție a început să fie experimentată atît în U.R.S.S. cît și în occident, iar începînd din anii 1956 s-a trecut la experimentarea pe scară largă a loturilor livrate de uzinele constructoare.

Pentru aprecierea celor mai bune perforatoare, cît și pentru reglementarea fabricării lor, în Uniunea Sovietică au fost experimentate toate perforatoarele livrate de uzinele constructoare sovietice. Institutul „NIGRI" a elaborat metodologia de experimentare, ținînd seamă de toate propunerile exploatărilor miniere ale uzinelor constructoare și ale Institutului de Cercetări.

Pentru experimentare au fost propuse 28 de perforatoare care, în funcție de construcția organului de distribuție a aerului, cît și a celui de rotire, se puteau împărți în patru categorii :

I. Perforatoare la care distribuția aerului comprimat se face cu supape, iar organul de rotire se prezintă sub formă de tijă elicoidală cu clicheți.

II. Perforatoare la care distribuția aerului comprimat se realizează cu sertăraș, iar organul de rotire se prezintă sub forma de tijă elicoidală cu clicheți.

III. Perforatoare la care distribuția aerului comprimat se face cu sertăraș, iar organul de rotire este amplasat în tija pistonului.

IV. Perforatoare la care distribuția aerului comprimat se face chiar de piston, iar organul de rotire este amplasat în tija pistonului.

Din prima grupă fac parte perforatoarele PR-10, PA-23, PR-35, PM-508, PR-30, PR-20, PR-20M, PR-20G, PRL-2, PRS-4, PR-24 și perforatoarele telescopice de tipul PT-29, PT-45, PT-45K, PTT-PTS.

Din grupa a doua fac parte perforatoarele PR-30L și perforatoarele pe coloană KTM-4.

Din grupa a treia fac parte perforatoarele PR-25B, PR-26T, perforatorul telescopic PT-45, VM și PKA-L.

Perforatoarele din grupa a treia au un moment de rotire sporit, ceea ce se reflectă în mod satisfăcător la perforarea rocilor fisurate.

Din categoria a patra fac parte perforatoarele PR-21 și PR-21V. Perforatoarele din această grupă se deosebesc printr-o construcție simplă și un consum redus de aer comprimat.

La încercările din laborator, găurile au fost perforate în granite cu f = 10—12, după Protodiakonov, iar în condițiile de mină găurile au fost perforate în roci cu un coeficient de tărie f = 4—6, 10—12 și 16—18.

În condițiile de laborator s-a urmărit precizarea principalilor indici, caracteristicile tehnice ale perforatoarelor, viteza de perforare, nivelul zgomotului produs, consumul de aer comprimat, greutatea perforatoarelor, momentul de rotire, mărimea recului etc.

Momentul de rotire a fost determinat pe un banc special, mărimea recului s-a măsurat prin metoda tensometriei cu înregistrarea oscilogramelor pe pelicula unui film, iar numărul de lovituri pe minut a fost determinat cu vibrotahometre.

În urma experiențelor s-a stabilit că toate perforatoarele depășesc nivelul zgomotului admis de normele sanitare.

Din datele experimentale efectuate în laborator rezultă, de asemenea, că viteza de perforare crește direct proporțional cu creșterea numărului de lovituri, numai pînă la o anumită valoare, denumită numărul critic de lovituri (fig. 1).

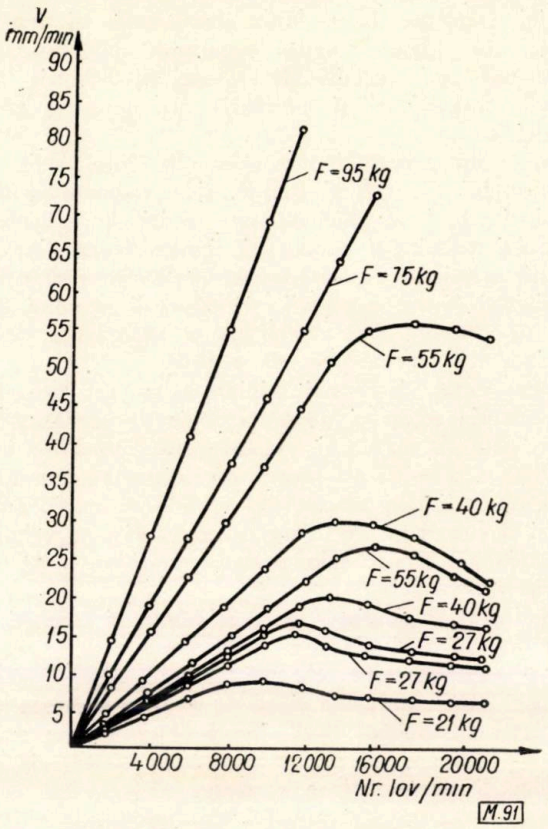


Fig. 1. Corelația dintre viteza de perforat și numărul de lovituri pe minut.

Creșterea continuă a numărului de lovituri peste cel critic duce la o creștere neînsemnată a vitezei de perforare, care însă, la un anumit număr de lovituri, ajunge să înregistreze totuși valori maxime ; continua creștere a numărului de lovituri duce la reducerea treptată a vitezei de perforare. Acest fenomen se explică prin faptul că, în urma creșterii numărului de lovituri peste cel critic, perioada de timp în cursul căreia pistonul izbește sfredelul se reduce, iar energia de lovire dezvoltată de piston nu se transmite în totalitatea sa în sfredel.

Durata de acționare a tăișului asupra rocii trebuie să aibă o asemenea durată încît să poată crea o deformare a rocii, iar forța care provoacă pătrunderea tăișului să învingă rezistența ei. Deci insuficiența energiei de lovire a pistonului în pro-

cesul de perforare nu poate fi compensată prin creşterea numărului de lovituri. Este mult mai raţional să se mărească numărul de lovituri ale pistonului pe seama creşterii suprafeţei pistonului şi concomitent cu aceasta reducerea cursei sale, în acest caz sporindju-se numai numărul de lovituri, forţa de izbire menţinîndu-se în limitele rezistenţei tăişului sfredelului.

Încercările industriale ale perforatoarelor au fost efectuate în scopul stabilirii vitezei de perforare reale. În acest scop s-au ales roci cu un coeficient de tărie de la 4—6, 10—12 şi 16—18. Perforatoarele au fost montate pe suporţi pneumatici. În timpul încercărilor a fost determinat de asemenea timpul de perforare, lungimea găuririi perforate şi timpul operaţiilor auxiliare.

Încercări cu caracter experimental au avut loc şi în alte bazine din Uniunea Sovietică, folosind perforatoarele cu percuţie rapidă construite în Uniunea Sovietică, Suedia şi Finlanda şi cele cu percuţie obişnuită de tipul sovietic OM—506.

În urma experimentărilor a rezultat că perforatoarele cu număr mare de lovituri sînt superioare faţă de cele cu percuţie obişnuită avînd viteza de perforare realizată mai mare şi un moment de rotire mai ridicat.

Perforatoarele cu număr mare de lovituri au permis ca, în condiţii tehnice-geologice analoge, să se reducă perioada de perforare cu 52%, faţă de cele cu număr obişnuit de percuţii, şi astfel productivitatea muncii să crească de 1,6—2,0 ori.

Eficacitatea perforatoarelor cu percuţie rapidă depinde în mare măsură de modul în care parametrii acestuia corespund cu parametrii dispozitivului de susţinere. În trecut atenţia cercetătorilor a fost îndreptată numai asupra construcţiei perforatoarelor, iar studiul dispozitivelor de susţinere a acestora s-a făcut izolat, fără a se lua în consideraţie şi contribuţia altor factori care să participe la obţinerea unor viteze de perforare superioare.

Lipsa unei teorii asupra întregului mecanism de perforare a determinat în mare măsură alegerea arbitrară a forţei de împingere şi numai astfel se explică faptul că majoritatea coloanelor telescopice nu erau capabile să dezvolte o forţă de împingere care să asigure un regim optim de lucru a perforatorului.

Pentru cazurile perforatoarelor de construcţie obişnuită, insuficienţa unei forţe de împingere era de obicei compensată prin forţa de împingere dezvoltată de muncitori.

În acest caz forţa fizică de împingere nu putea să-şi menţină o valoare constantă pe întreaga perioadă aferentă perforării găurilor şi în consecinţă forţa de împingere transmisă perforatorului era cu totul sub limita celei necesare.

În cazurile perforatoarelor cu frecvenţa mărită, dezvoltarea unei forţe de împingere pe seama efortului fizic este insuficientă şi ineficace, deoarece perforatorul lucrează sub limita posibilităţilor sale.

Noile coloane telescopice au particularitatea că dezvoltă o forţă de împingere de 100—160 kg, şi astfel operaţia de perforare poate să fie continuată fără intervenţia fizică a muncitorului. A doua particularitate constă în faptul că noile tipuri de coloane telescopice sînt prevăzute cu robinete de reglare treptată a presiunii, care asigură o avansare uniformă a perforatorului.

Tipurile de coloane telescopice proiectate de GHIPROSAHSTROI au diametrul 65 mm şi, la o presiune de 5 at, pot dezvolta o forţă axială de 150 kg. Coloanele livrate sînt de două feluri : coloana PR-1,5 cu greutatea de 20,5 kg şi cursa coloanei de 1,5 m destinată pentru perforarea găurilor din partea superioară a galeriei, şi coloană R.P.R. 0,75, avînd 17 kg şi cursa coloanei de 0,75 m, destinată pentru perforarea găurilor plasate la o înălţime redusă faţă de vatra galeriei.

Lucrările lui Sidorenko, A.K. Alimov ş.a. au stabilit modul de variaţie a vitezei de perforare în funcţie de forţa împingerii. În figura 2 este prezentat graficul vitezei de perforare în funcţie de forţa împingerii.

Curba obţinută este constituită din trei zone care caracterizează în fond regimul de lucru al perforatorului.

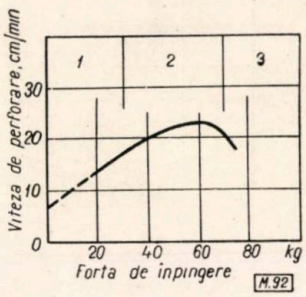


Fig. 2. Corelaţia dintre viteza de perforare şi forţa de împingere.

Prima zonă indică o forţă de împingere insuficientă şi o viteză de perforare redusă. În această zonă are loc un recul excesiv al sfredelului şi al perforatorului. Contactul tăişului cu roca este de foarte scurtă durată. Unghiul la care se roteşte tăişul sfredelului în intervalul loviturilor este exagerat de mare, din care cauză forfecarea rocii nu poate avea loc. Prin urmare lama tăişului este supusă unei intense uzuri prin abraziune. Minerul în acest caz suportă o sarcină sporită, oboseşte mai repede, iar sfredelul se distruge prematur datorită vibraţiilor.

În a doua zonă forţa de împingere este considerată optimă. Faţă de prima zonă aceasta, are următoarele avantaje :

— viteza de perforare este mai mare, datorită forţei mari de împingere, care reduce totodată din reculul perforatorului ;

— lamele sfredelului se află într-un permanent contact cu roca şi, prin urmare, fiecare lovitură a pistonului asigură o eficacitate maximă ;

— unghiul de rotaţie al sfredelului este în acest caz mai mic, asigurîndu-se o detaşare eficace a rocii.

În a treia zonă forţa de împingere este excesiv de mare şi se observă o reducere a vitezei de perforare, din cauza rotirii greoaie a sfredelului, a înţepenirii lui şi a cantităţii mari de detritus, care formează o pernă elastică între tăiş şi rocă. Folosirea raţională a noilor coloane telescopice poate evita ca perforatoarele să lucreze în domeniul zo-

nelor extreme şi să menţină perforatorul în zona regimului optim de lucru.

Prin cercetările efectuate s-a constatat că noile dispozitive de susţinere, la o înclinare cuprinsă între 15—30°, dezvoltă un efort de împingere de 120—140 kg.

Prin urmare, valoarea optimă a forţei de împingere este realizată numai la o anumită poziţie a coloanei telescopice în frontul de lucru.

Coloanele telescopice de construcţie sovietică PP-1,5 sînt astfel calculate încît la o presiune de 5 at a aerului comprimat, forţa optimă de împingere este realizată la o înclinare de 17° 30′.

Înclinarea iniţială a coloanei se recomandă să fie de 30° 40′, căreia îi corespunde o viteză de perforare de 0,75 Vmax, şi cea finală de 15°, cînd viteza de perforare este de 0,95 Vmax.

Corelaţia dintre forţa de împingere, viteza de perforare şi unghiul de înclinare a coloanei telescopice este arătată în fig. 3. Din analiza graficu-

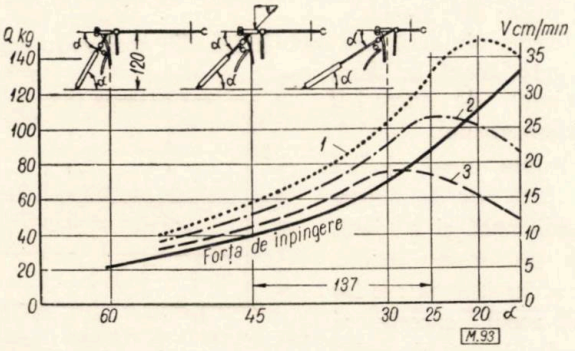


Fig. 3. Corelaţia dintre forţa de împingere şi viteza de perforaj în funcţie de unghiul de înclinare a colonei telescopice.

lui se poate observa că dacă unghiul de înclinare a coloanei este de 60°, se va folosi doar 30% din forţa de împingere pe care o dezvoltă coloana şi, prin urmare, se utilizează mai puţin de 50% din puterea perforatorului. Cel mai raţional unghi de înclinare a coloanei este de 45—25°. În acest caz creşterea presiunii aerului devine eficace, iar viteza de perforare se apropie de valoarea maximă, indicînd faptul că perforatorul lucrează în zona regimului optim.

În cadrul Institutului de Mine din Petroşani autorii prezentei lucrări au supus unor încercări semiindustriale o serie de perforatoare, de tipul CP-17, CP-19, CP-23 (fabricate la uzinele „Independenţa" din Sibiu), MKF-16 V (fabricat în R.P. Ungară), BH-16 (livrat de firma Böhler din R.F.G.) şi PR-20 (livrat de uzinele „Komunist" din Uniunea Sovietică). Caracteristicile tehnice ale acestor perforatoare sînt incluse în tabela 1.

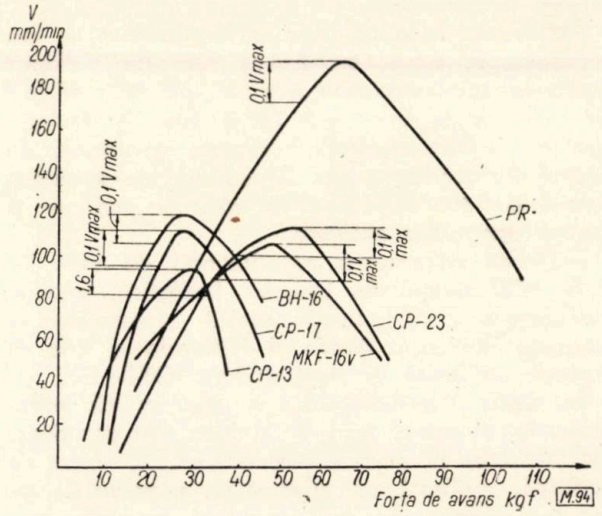


Fig. 4. Curbele caracteristice pentru diferitele tipuri de perforatoare.

În cadrul acestor lucrări s-au determinat vitezele de perforare în funcţie de forţa de împingere şi presiunea aerului comprimat, consumul de aer comprimat în unitatea de timp, cît şi consumul de aer comprimat pe m de gaură.

Încercările s-au efectuat pe un banc de probă, în care perforatorul putea fi fixat în poziţia verticală. Standul era prevăzut la partea superioară cu un ax de care se putea fixa discuri metalice etalonate de 10 kg, creîndu-se astfel forţe de împingere de diferite valori.

Perforarea găurilor s-a efectuat în granodiorite, pentru care coeficientul de tărie s-a determinat în laboratorul de mecanica rocilor a Institutului, valoarea acestuia fiind $f = 10$. Sfredelele de tip monobloc au avut un tăiş în formă de daltă dublă, cu diametrul de 32 mm.

Perforatoarele luate în studiu au fost clasificate în trei categorii :

Tabela 1

Tipul perforatorului	Uzina constructoare	Greutatea perforatorului, kg	Lung. maximă, mm	Diametrul pistonului, mm	Lungimea pistonului, mm	Greutatea pistonului, kg	Cursa pistonului, mm	Numărul de lovituri/min	Lucrul mecanic la lovire, kgm	Momentul de rotire, kg.cm
CP—23	„Independenţa" (Sibiu)	23	590	66	43	1,9	70	1 700	2,8	35
CP—19	„Independenţa" (Sibiu)	19	550	60	43,5	1,5	54	1 700	2,3	65
CP—17	„Independenţa" (Sibiu)	17	560	62	36	1,8	67	1 600	3,4	39
PR—20	„Komunist" (U.R.S.S.)	20,5	470	76	—	—	45	2 600	3,5	140
BH—16	Böhler (R.F.G.)	17	490	62	36	1,9	67	2 040	—	
MKF—16 V	MAVAG (Budapesta)	19	575	62	36	1,9	67	2 000	—	

1. Perforatoare cu distribuția prin supapă inelară și mecanismul de rotire format din tijă elicoidală și clicheți. Din această categorie fac parte perforatoarele CP-23 și PR-20.

2. Perforatoare cu distribuție prin supapă inelară și cu mecanismul de rotire amplasat în tija pistonului. Din această categorie fac parte perforatoarele CP-17, BH-16 și MFK-16 V.

3. Perforatoare cu organul de distribuție prin supapă amplasat lateral față de cilindru și cu mecanismul de rotire format din tijă elicoidală și mecanism cu clicheți. Din această categorie fac parte perforatoarele de tipul CP-19.

Rezultatele variației vitezei de perforare, funcție de diferite forțe de împingere, sînt redate în tabela 2. Folosind datele din tabela 2, s-au putut construi curbele caracteristice pentru fiecare perforator (fig. 4).

Analizind datele obținute, rezultă că viteza de perforare a perforatorului PR-20 este de 1,5—2 ori mai mare decît a perforatoarelor livrate de uzinele „Independența"-Sibiu cît și a celorlalte perforatoare luate în studiu. Tot din aceeași tabelă se poate vedea că regimul optim de lucru al perforatorului PR-20 se găsește între limita forțelor de împingere 58—80 kg.

La perforatorul de tipul CP-23, regimul optim de lucru, pentru care viteza de perforare este maximă, se găsește între limitele unor forțe de împingere de 40—60 kg, iar la perforatorul CP-17 și CP-19 între 26-36 kg.

S-a constatat, de asemenea, că forțele de împingere se modifică în funcție de diametrul cilindrului perforatorului. Pe măsură ce diametrul cilindrului crește, în mod corespunzător crește și forța de împingere (tabela 3).

La perforatoarele cu un număr ridicat de percuții diametrul pistonului este de obicei mai mare decît al perforatoarelor obișnuite, cu 10—15 mm, pentru a-și menține energia de lovire.

În acest caz, așa cum s-a arătat mai sus, pentru noile tipuri de perforatoare forța de împingere necesară învingerii recului poate fi dezvoltată numai de coloanele telescopice moderne.

Tabela 2

Vitezele de perforare realizate la diferite forțe de avans în granodiorite

Tipul perforatorului \ Forța de avans	18	20	23	24	28	30	32	34	36	39	42	43	46	49	51	53	58	61	62	68	71	72	78	80	82	90	99	109
CP—23	—	—	—	50	—	—	—	84	—	—	—	105	—	—	—	116	—	—	7	—	—	66	—	—	62	—	—	—
CP—19	—	76	—	—	—	94,5	—	—	—	46,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
CP—17	66	—	—	—	112	—	—	—	97	—	—	—	57	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
PR—20	—	—	60	—	—	—	72	—	—	—	106	—	—	—	146	—	—	192	—	—	174	—	—	168	—	148	110	60
BH—16	86	—	—	—	120	—	—	—	108	—	—	—	78	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
MKF—16V	—	60	—	—	—	80	—	—	—	88,5	—	—	—	103,5	—	—	81	—	—	70	—	—	64	—	—	—	—	—

Tabela 3

Variația forței optime de avans a perforatoarelor încercate în funcție de diametrul cilindrului

Tipul perforatorului	Diametrul cilindrului, mm	Raportul suprafețelor	Forța optimă de avans, kg	Creșterea relativă a forței de avans
CP—19	60	1,00	30	1,00
CP—17	62	1,07	30	1,00
MKF—164	62	1,07	48	1,60
BH—16	62	1,07	30	1,00
CP—23	66	1,21	53	1,76
PR—20	76	1,60	70	2,26

La una din galeriile principale care s-a săpat în bazinul Bihor, perforatorul PR-20 nu a dat rezultate care să satisfacă cerințele, tocmai pentru motivul că suporții telescopici întrebuințați erau învechiți și nu puteau dezvolta o forță corespunzătoare de împingere, aceasta fiind compensată de forța fizică a minerului.

În consecință, perforatorul lucra într-un regim care favoriza uzura lui prematură, și cu o productivitate scăzută.

În cursul lucrărilor de laborator s-a constatat, de asemenea, că majorarea forțelor de împingere peste valorile care delimitau regimul optim de lucru al perforatorului ducea în mod treptat la înțepenirea sfredelului.

La perforatoarele noastre, și în special la perforatorul CP-19, înțepenirea sfredelului a intervenit la manifestarea unor forțe de apăsare mică în comparație cu perforatorul MKF-16 V și PR-20, ceea ce indică un moment de rotație insuficient ca valoare, această caracteristică fiind întîlnită de obicei la perforatoarele de construcție mai învechită.

Din tabela 1 se poate observa că la perforatoarele de construcție nouă cu un număr ridicat de percuții pe minut, momentul de rotire este de 2,5 ori mai ridicat decît la perforatoarele de construcție veche adică de la 36—65 kgcm la 140 kgcm și numai astfel se poate înțelege că prin imbinarea armonioasă dintre numărul ridicat de percuții a pistonului, dezvoltarea unei forțe de împingere și a unui moment de rotire sporit se poate obține viteze de perforare superioare. Menționăm că la perforatoarele de tipul PR-25 B momentul de rotire are valori mai ridicate, ajungînd pînă la 250 —330 kgcm.

Ţinînd seama de influenţa pozitivă pe care o au valorile ridicate ale momentului de rotire asupra vitezei de perforare, este necesar ca în viitorul apropiat să se revadă proiectele de execuţie a perforatoarelor CP-23 şi CP-19, întrucît momentul de rotire a acestora este de 35 kgcm şi 65 kgcm (tabela 1). Menţiunea este valabilă şi pentru perforatorul CP-17.

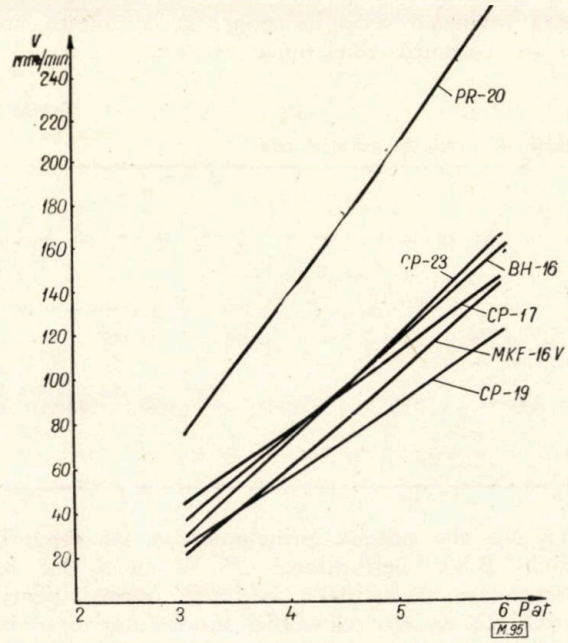


Fig. 5. Viteza de perforat în funcţie de presiunea aerului comprimat.

Cauzele pentru care valorile momentului de rotire sînt mici se datoresc strangulării excesive a aerului comprimat în mecanismul de distribuţie a perforatorului, cît şi cursei sporite a pistonului.

Perforatoarele BH-16 şi MKF-16V au caracteristici asemănătoare perforatorului CP-17.

Se constată totuşi că perforatorul MKF-16V, la anumite valori ale forţelor de împingere, cuprinse între 20-35 kg, dezvoltă viteze de perforare superioare chiar perforatorului CP-23, ceea ce se explică prin armonizarea mult mai perfectă a parametrilor perforatorului şi printr-o prelucrare superioară a pieselor componente.

Tabela 4

Vitezele de perforare realizate la diferite presiuni în granodiorite f = 10

Tipul prefabricatului \ Presiunea de lucru	3	4	5	6
CP—23	36	72	116	170
CP—19	20	48	94,5	115
CP—17	42	70	112	138
PR—20	76	129	192	248
BH—16	31	69	120	152
MKF—16V	29	58	103,5	144

În tabela 4 şi în figura 5 sînt redate vitezele de perforare în funcţie de presiunea aerului comprimat.

Din analiza datelor rezultă că viteza de perforare creşte la toate perforatoarele, pe măsură ce creşte presiunea aerului comprimat, şi devine avantajoasă în special perforatoarelor noastre. Astfel, de exemplu, prin creşterea presiunii aerului comprimat de la 3 la 5 at, viteza de perforat creşte aproximativ de trei ori la perforatorul CP-19, de 4,7 ori pentru perforatorul CP-23 şi de 3,3 ori pentru perforatorul CP-17.

Prin urmare, presiunea aerului comprimat poate fi apreciată la unul din cei mai importanţi parametri care influenţează puterea perforatoarelor şi, în consecinţă, viteza de perforare.

Aceasta este una dintre cauzele pentru care în ţările cu un minerit dezvoltat se propune pentru viitor ca presiunea aerului comprimat la locurile de muncă să fie de 6—8 at.

În timpul perforării s-a măsurat şi consumul de aer cu debitmetrul de tip „ASKANIA".

Rezultatele măsurătorilor sînt redate în tabela 5,

Tabela 5

Rezultatele încercărilor în granodiorite cu un coeficient f = 10 şi cu forţa optimă de avans

Tipul perforatorului	Forţa optimă de avans, kg	Viteza de perforare, mm/min	Consumul de aer, m³/min	Presiunea aerului, at	Consumul specific de aer, m³/m
CP—23	53	116	1,90	5	16,4
CP—19	30	95	1,84	5	19,5
CP—17	30	113	2,20	5	19,6
PR—20	70	192	2,98	5	15,5
BH—16	30	120	1,67	5	14
MKF—16 V	48	104	1,56	5	15,1

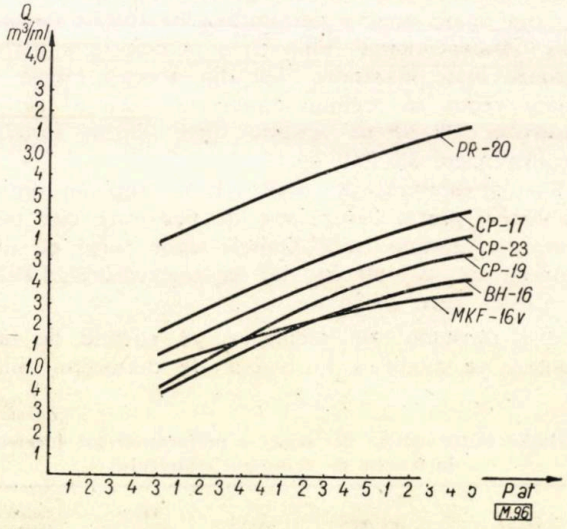


Fig. 6. Consumul de aer comprimat pentru diferite tipuri de perforatoare.

cu ajutorul căreia s-au construit curbele din figura 6.

Pe baza acestor măsurători s-a trecut la calculul consumului specific de aer comprimat, rezultatele fiind incluse în tabela 6 şi reprezentate grafic în figura 7.

Caracteristic tuturor perforatoarelor este consumul specific ridicat la presiuni reduse ale aerului comprimat, pentru ca la presiuni ridicate consumul să scadă brusc.

Ţinîndu-se seama că în majoritatea minelor din ţara noastră presiunea aerului comprimat în fronturile de lucru nu depăşeşte 4 at, rezultă că în condiţiile actuale perforatoarele existente sînt folosite la un regim de lucru neeconomic şi ineficace.

Cel mai mare consum specific de aer comprimat l-a înregistrat perforatorul CP-19.

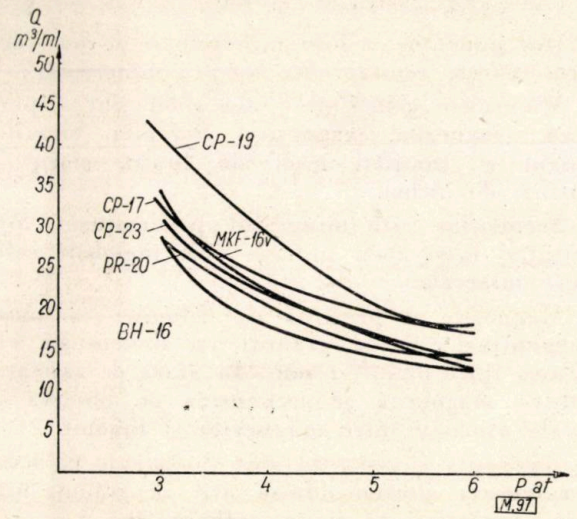


Fig. 7. Consumul specific de aer comprimat pentru diferite tipuri de perforatoare.

Perforatorul CP-17, care se găseşte în stadiu de experimentare, are de asemenea un consum de aer comprimat mult mai mare faţă de celelalte perforatoare cu caracteristici tehnice asemănătoare, dar care poate fi remediat prin îmbunătăţirea procesului de fabricaţie.

Perforatorul PR-20 are consumul specific de aer cel mai redus la viteza de perforaj cea mai ridicată, ceea ce demonstrează eficienţa tehnico-economică a perforatoarelor cu un număr ridicat de percuţii pe minut.

Concluzii

Analiza rezultatelor obţinute permite să se tragă următoarele concluzii :

Tabela 6

Consumul specific de aer la diferite presiuni

Presiunea şi consumul / Tipul perforatorului	3		4		5		6	
	Q m³/min	m³/m	Q m³/m	m³/m	Q m³/min	m³/min	Q m³/min	m³/m
CP—23	1,14	31,7	1,60	22,2	1,90	16,4	2,30	13,5
CP—19	0,80	40	1,40	29,2	1,84	19,5	2,10	18,3
CP—17	1,40	33,3	1,72	24,6	2,20	2,20	2,50	18,1
PR—20	0,20	29	2,60	20,2	2,98	15,5	3,32	13,4
BH—16	0,90	29	1,20	17,4	1,67	14	1,73	11,4
MKF—16 V	1,00	34,5	1,30	22,4	1,56	15,1	1,76	12,2

1. Perforatoarele cu un număr ridicat de percuţii asigură o viteză de perforate mai mare de 1,5—2,5 ori faţă de perforatoarele livrate în prezent de uzina „Independenţa"-Sibiu.

2. Introducerea pe scară largă a perforatoarelor cu percuţie rapidă în industria minieră din ţara noastră, împreună cu noile tipuri de susţinătoare telescopice, reprezintă o rezervă însemnată pentru creşterea productivităţii muncii, fără modificarea modului existent al organizării muncii.

3. Stabilirea regimului optim de perforare este o condiţie esenţială, care contribuie la folosirea raţională a tuturor perforatoarelor, cît şi la îmbunătăţirea indicilor tehnici ai operaţiei de perforare.

Cel mai eficace regim de lucru al perforatoarelor se realizează prin menţinerea presiunii aerului comprimat în frontul de lucru la 6 at, dezvoltarea unei forţe optime de împingere cu ajutorul coloanelor telescopice moderne şi montarea acestora în frontul de lucru la o înclinare sub 45°. Introducerea noilor tipuri de perforatoare, cît şi a coloanelor telescopice, trebuie însoţită cu organizarea unui instructaj al minerilor şi al maiştrilor, cu prilejul căruia să se explice bazele teoretice de exploatare a acestor utilaje.

Construcţia perforatoarelor fabricate de uzina „Independenţa"-Sibiu trebuie îmbunătăţită, astfel ca performanţele lor tehnico-economice să fie la nivelul perforatoarelor moderne din ţările cu minerit dezvoltat.

În legătură cu aceasta prezintă o mare importanţă înfiinţarea unui centru de coordonare a muncii de cercetare ştiinţifică în domeniul mineritului din ţara noastră.

Posibilităţile de valorificare a serpentinelor din Banatul de Sud prin preparare mecanică

Conf. L. DOBRESCU şi ing. S. DIMA — candidat în ştiinţe tehnice

Studiile numeroase executate de colectivele Academiei R.P.R., ale Catedrei de tehnologia materialelor de construcţii din Institutul Politehnic, ale I.C.E.M. (Institutul de mine) — Bucureşti etc. au arătat posibilităţile de valorificare a serpentinelor din Banatul de Sud, fie în vederea obţinerii unor materiale refractare superioare (de natură forsteritică) fie în vederea obţinerii simultane a MgO, $MgCl_2$ şi eventual a nichelului.

Metodele de valorificare stabilite prin aceste studii prezintă în general dificultatea că sînt greu de aplicat sau necesită cheltuieli mari de investiţie şi exploatare.

Obţinerea materialelor forsteritice refractare (cu refractaritate peste 34 cP) necesită, aşa cum au arătat studiile executate de Sinianski şi Braniski şi cele executate de S. Solacolul şi R. Dinescu, o separare a magnetitei din roca serpentinoasă şi adăugarea de 10—30% MgO, material care se importă sau necesită o fabricaţie costisitoare.

În ceea ce priveşte posibilităţile de valorificare complexă directă a MgO impune instalaţii costisitoare, consum mare de reactivi (amoniac, acid clorhidric, acid sulfuric etc). In plus în unele din metodele preconizate rezultă cantităţi mari de produse auxiliare care îşi găsesc greu utilizare (de ex. $MgCl_2$).

Aplicarea unor metode de preparare mecanică permite o valorificare complexă a serpentinelor din Banatul de Sud în condiţii economice.

Produsele ce se pot obţine pe această cale sînt: o materie primă excelentă pentru fabricarea fără de adaos de MgO a materialelor refractare forsteritice (cu 55—70% MgO), un concentrat de fier cu cca. 55% Fe şi un conţinut ridicat de Ni ce poate fi folosit pentru elaborarea unor fonte nichelifere superioare (cu peste 1% Ni), un minereu de nichel (cu cca. 0,7—1%) din care poate fi extras acest metal prin metode pirometalurgice obişnuite.

1. Minereul studiat

Proba de rocă serpentinoasă asupra căreia s-au executat încercările provine din Valea Liubotinei, de la Reciţa mare.

Analizele chimice executate asupra mai multor loturi au dat următoarele rezultate (în procente):

P.C = 14,0 — 19,1	Ni = 0,174 — 0,17
CO_2 = 7,2 — 8,8	Al_2O_3 = 0,58 — 0
SiO_2 = 35,4 — 29,5	S = 0,57 — 1,78
MgO total = 39,0 — 38,2	CaO = urme
MgO solubil în HCl 37,1	Pb, Cu, Sb — lipsă
FO = 8,0 — 7,9	Mn = 0,09 — 0,11
FO_2O_3 = 11,5 — 11,34	Cr = 0,06 — 0,63

Pe baza acestor analize se poate deduce următoarea compoziţie mineralogică:

70—74% silicaţi de magneziu
16,5—14,5% carbonat de magneziu
13,5—11,5% alţi componenţi (apă, oxizi de fier etc.).

Din punct de vedere mineralogic se pot face următoarele considerente asupra minereului:

Mineralele constitutive ale rocii sînt serpentina, magnezita, magnetita, limonita, cromita, talcul şi cantităţi mici de biotit, clorit şi sulfuri de nichel.

Serpentina este mineralul predominant constituind masa rocii în care sînt înglobate celelalte minerale.

Magnezita se prezintă ca filonaşe în masa serpentinei sau ca grăunţi cu dimensiuni cuprinse între 0,074—1 mm. In afară de asociaţia dintre magnezită şi serpentină se observă şi unele asociaţii între magnezită şi limonit.

Magnetita şi cromitul sînt disiminate în masa serpentinei, prezentîndu-se atît în grăunţi mai bine dezvoltaţi cît şi ca pulbere fină.

Limonita se observă mai ales în zonele de fisură a rocii. Nichelul se găseşte în cea mai mare parte sub formă de sulfură în grăunţi liberi sporadici în masa de serpentină, dar mai ales ca incluziuni foarte fine în grăunţii de magnetită.

Pentru aprecierea asociaţiilor dăm repartizarea pe mărimi a principalilor componenţi incluşi în masa de serpentină.

Tabela 1

Mineralul	Procent din cantitatea totală de mineral, la			
	< 0,074 mm	0,074—0,15 mm	0,15—1 mm	> 1 mm
Magnezita	2,10	57,70	40,20	—
Magnetita	6,60	39,46	45,21	8,73
Cromita	1,20	41,00	58,0	—

Din punct de vedere macroscopic roca se prezintă în bucăţi compacte de culoare variabilă verde închis pînă la verde deschis prezentînd caracter vizibil de alterare. Întreaga rocă este străbătută de mici filonaşe de magnezite albă, grăunţoasă, amorfă. La suprafaţa bulgărilor se observă nişte cruste constituite din magnezită, care este foarte friabilă.

2. Principalele caracteristice ale rocii serpentinoase studiate

Granulometria şi conţinutul de componenţi importanţi ai diverselor clase sînt indicate în fig. 1.

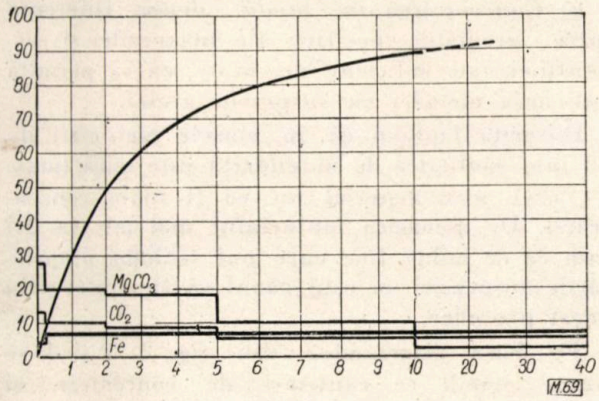


Fig. 1.

Din diagramele trasate rezultă o creştere a conţinutului de magnezită în clasele fine.

Prin spălarea rocii cu apă se obţine pe lîngă materialul grăunţos şi un mîl fin cu aspect argilos şi proprietăţi plastice. Acest mîl are un conţinut mai mare de magnezită decît materialul original (21% faţă de cca 15%). În materialul nedezagregat prin spălare se observă clar grăunţii de magnezită (albă) şi serpentină (verde deschis şi închis).

Alegîndu-se cu penseta cele trei categorii de grăunţi şi analizîndu-se conţinutul de magnezită şi densitatea lor s-au obţinut următoarele rezultate :

Tabela 2

Materialul	Densitate g/cm³	Conţinuturi %			
		CO_2	CO_3Mg	P.C.	Mg O după calcinare
Magnezita (alb)	2,25—2,4	43,1	88,7	50,9	95,0
Serpentina (verde deschis)	2,5 —2,6	6,5	10,25	13,0	41,0
Serpentina (verde închis)	2,5 —2,7	6,2	10,10	13,0	40,8

Cercetîndu-se datele privitoare la densitatea grăunţilor se constată că magnezita conţinută în aceste roci are o densitate aparentă de 2,25—2,4 în loc de o densitate reală de 2,95—3 g/cm³. Rezultă de aici o mare porozitate a acestui mineral datorită alteraţiilor, ce se menţine chiar la grăunţii cei mai fini.

Executîndu-se o analiză densimetrică a materialului cu dimensiuni cuprinse între 10—5, 5—1 şi 1—0,5 mm s-au obţinut rezultatele indicate în diagramele 2, 3 şi 4.

Principalele caracteristici ale rocii serpentinoase determinate prin încercările executate pot fi rezumate în felul următor :

— Minereul este în general uşor friabil, magnezita fiind în general cu mult mai friabilă decît restul materialului, din care cauză prin ciuruire clasele mărunte se îmbogăţesc în $MgCO_3$.

— Densitatea aparentă a magnezitei diferă de cea teoretică fiind pentru toate clasele de cca 2,25 g/cm³.

Intre densitatea aparentă a magnezitei şi cea a serpentinei există o diferenţă de 0,2—0,3 g/cm³.

— Prin comportarea faţă de apă roca serpentinoasă se aseamănă cu o rocă feldspatică puternic caolinizată.

3. Metodele de preparare care au fost studiate

Metodele studiate pentru prepararea acestei roci au avut două obiective principale :

— Obţinerea unor concentrate magnezitice.
— Obţinerea unor concentrate nichelifere.

Deoarece observaţiunile mineralogice au arătat că mineralele de nichel nu sînt asociate cu magnezita este evident că metodele aplicate pentru obţinerea celor două feluri de concentrate vor fi diferite.

Faţă de caracteristicile rocii serpentinoase am considerat că metodele cele mai indicate pentru obţinerea concentratelor magnezitice sînt :

— Alegerea manuală.
— Concentrarea pe bază de friabilitate (ciuruire).
— Concentrarea prin spălare şi clasare hidrogravitaţională.
— Separarea în medii dense.
— Concentraţia prin zeţaj.
— Concentrarea pe mese.
— Flotaţia.
— Flotaţia pe mese.

Pentru îndepărtarea impurităţilor de magnetită concentratele magnezitice pot fi retratate prin concentrare magnetică.

În vederea obţinerii concentratelor nichelifere am încercat separarea magnetică care permite obţinerea unor concentrate feroase magnetice îmbogăţite în nichel şi o metodă combinată de prăjire reducătoare în amestec cu pirita urmată de flotaţia sulfurilor.

4. Încercările executate pentru concentrarea magnezitei

a) *Alegerea manuală.* Deoarece proba de care am dispus avea în cea mai mare parte dimensiuni sub 10 mm (peste 85%), deci mult sub

limita admisibilă pentru alegerea manuală, nu am putut face în laborator astfel de încercări. Din informații mai vechi rezultă că întreprinderea I.S.E.M. care a executat lucrările de explorare a acestui zăcămînt a făcut o alegere manuală a rocii imediat după tăiere din zăcămînt reușind să obțină un produs (magnezita aleasă-albă) care avea un conținut de 40,8% MgO și 32,5% CO_2, ceea ce corespunde unui conținut de 62,3% $MgCO_3$. Cantitatea de magnetită aleasă poate ajunge pînă la cca 1,5% din totalul materialului (10% din materialul ales manual).

b) *Concentrarea pe bază de friabilitate (ciuruire și spălare urmată de clasare hidrogravitațională).* După cum rezultă din analiza chimică a diverselor clase granulometrice (fig. 1) conținutul de $MgCO_3$ crește pe măsură ce scade dimensiunea materialului. Astfel în cazul unui material cu un conținut mediu de cca 16,5% $MgCO_3$, clasele mai mari ca 5 mm au în medie 9,5% $MgCO_3$ în timp ce clasele sub 5 mm au un conținut de peste 20%, ajungînd în clasele foarte fine chiar pînă la 28,5%.

Încercările industriale executate în timpul lucrărilor de explorare au arătat că prin ciuruirea materialului brut pe diverse site se reușește ca în clasele mai fine (sub 0,5 mm) să se obțină produse cu pînă la 26% $MgCO_3$.

Clasele mari (peste 15 mm) care în materialul proaspăt exploatat reprezintă cca 24%, conține numai 2—3% $MgCO_3$ (așa cum rezultă dintr-un studiu mai vechi executat de prof. S. Solacolul și R. Dinescu).

Din rezultatele obținute prin încercări și din cele indicate din literatura citată se constată că printr-o ciuruire cu îndepărtarea materialului grosolan nu se reușește să se obțină produse cu un conținut mare de $MgCO_3$, însă prin această metodă se poate elimina 15—25% din material (mai mare ca 10—15 mm) care nu conține mai mult de 2—3% $MgCO_3$.

Dacă se ține seama că din materialul original se va alege manual o parte din magnezita bogată rezultă că după ciuruirea materialului rămas după alegerea manuală se va obține un material care va avea un conținut în magnezită aproximativ egal cu acela din minereul original.

Deoarece magnezita are proprietatea de a se dezagrega în apă mult mai ușor decît serpentina s-au executat o serie de încercări în vederea obținerii unor concentrate magnezitice prin acest sistem.

Materialul a fost ciuruit îndepărtîndu-se grăunții mai mari de 10 mm. Materialul sub această dimensiune s-a supus unor spălări într-un tambur de porțelan variindu-se timpul de agitare în tambur.

După trei spălări consecutive ale aceluiași material (în care timpii de spălare au fost 5,10 și 10 minute) și ciuruire pe sita de 0,5 mm s-au obținut rezultatele indicate în diagrama din fig. 5.

Se constată că prin acest sistem se reușește să se obțină produse cu un conținut de 30—31% $MgCO_3$. Dacă aceste concentrate sînt supuse la o clasare gravitațională într-un con de clasare cu ajutorul unui curent vertical de apă de viteză 0,5 cm/s se poate obține un produs fin (mîl) care conține cca 42% $MgCO_3$ (cca 55,2% MgO). Cantitatea de magnezită extrasă reprezintă 70% din magnezita conținută în materialul spălat (extracție cantitativă 53%) sau cca 15% din totalul magnezitei conținute în minereu.

c) *Concentrarea în medii dense.* Diferența între greutățile specifice ale magnezitei și serpentinei este suficient de mare ca să permită aplicarea metodei cu suspensii grele.

Datorită faptului că în clasele mai mari de 10 mm cantitatea de magnezită este mică (max. 4—5%) acest material nu va fi supus concentrării. De asemenea materialul mai mic ca 0,5 mm ce dă mîluri fine care pot schimba proprietățile suspensiei nu este cazul să fie tratat prin acest procedeu.

Pe baza diagramelor din fig. 2, 3 și 4 se poate stabili ce cantități de concentrate și mixte se vor putea obține prin concentrarea în medii dense.

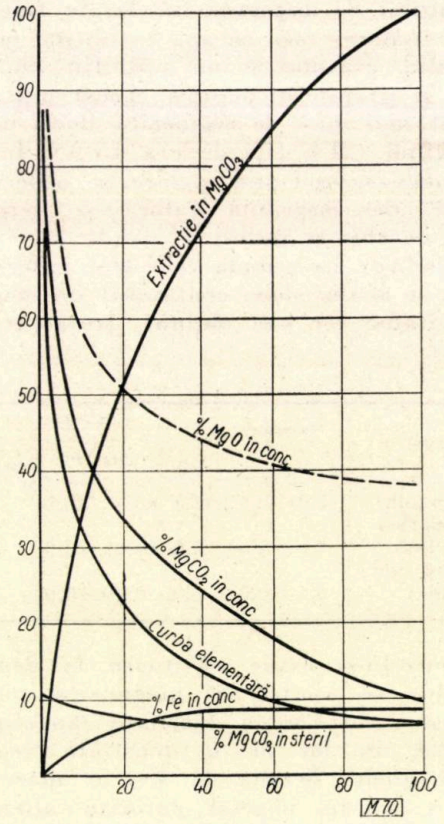


Fig. 2.

Rezultatele sînt indicate în tabela 3.

Tabela 3

Conținutul de $MgCO_3$ %	Extracția cantitativă %		Extracția în $MgCO_3$ %		Conținut după calcinare		Mixte cu 55% MgO și 6% Fe după calcinare			
							Extrac. cantitativă %		Extrac. în $MgCO_3$ %	
	Din clasa respectivă	Din tot materialul	Din clasa respectivă	Din tot materialul	MgO %	Fe %	Din clasa respectivă	Din tot materialul	Din clasa respectivă	Din tot materialul
Clasa 10—5 (11% din tot materialul)										
90	0,3	0,03	2,5	0,28	92,0	3	6,0	0,65	30,0	3,3
80	0,9	0,1	6,2	0,67	88,0	3,5	5,2	0,57	26,3	2,9
70	1,8	0,2	17,0	1,2	79,0	4,0	4,2	0,46	21,5	2,3
60	3,7	0,42	20,0	2,2	73,0	4,8	0	—	—	—
50	5,5	1,6	25,2	2,8	64,0	6	—	—	—	—
40	10,0	1,1	35	3,9	57,0	8	—	—	—	—
Clasa 5—1 (44%) din tot materialul)										
90	1,0	0,44	4,6	2,1	93,0	2,0	14	6,2	36,0	15,8
80	2,7	1,2	11,1	4,6	88,0	2,5	11	4,6	28,2	11,8
70	5,5	2,4	20,0	8,8	80,0	3,5	7	3,1	20,3	8,9
60	10,0	4,4	31,0	3,6	73,5	4,5	0	—	—	—
50	15	6,6	38,8	16,8	65	5,5	—	—	—	—
40	30	13,2	62,0	27,7	56,5	7,0	—	—	—	—
Clasa 1—0,5 (13% din tot materialul)										
90	1,5	0,2	8,4	1,1	97,0	1,5	15	2,0	45	5,9
80	3,0	0,4	14,4	1,9	97,0	0,3	13	1,7	39,0	5,1
70	5,5	0,7	23,2	3,0	90,0	4	10	1,6	30,0	3,9
60	8,5	1,1	30,7	4,0	75	6	—	—	—	—
50	18	2,4	54,0	7,0	60,0	8	—	—	—	—
40	30		72,5	9,3	57,0	8,5	—	—	—	—

Observație: Conținutul de MgO este determinat experimental.

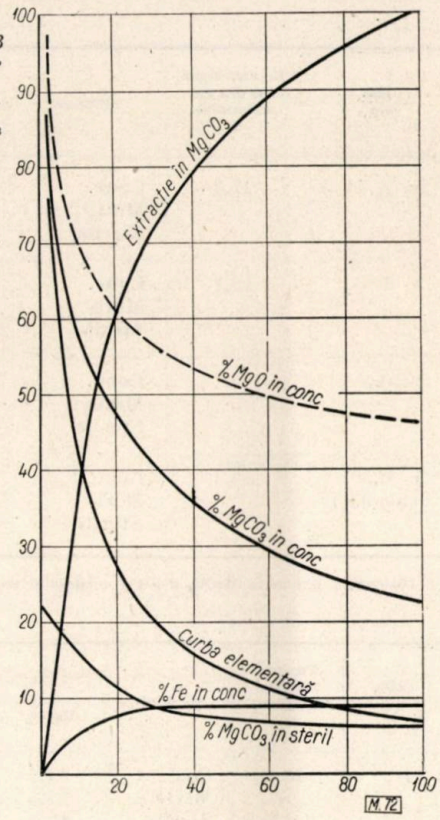


Fig. 4.

Ținîndu-se cont de analiza densimetrică și de analiza granulometrică a materialului inițial se poate trage concluzia că cele mai bune rezultate ce se pot obține prin concentrare în medii dense ale celor trei clase sînt următoarele.

Tabela 4

Conținut de $MgCO_3$	Extracția cantitativă %	Extracția în $MgCO_3$ %	Conținut aprox. după calcinare		Mixte cu 55% MgO și 6% Fe după calcinare	
			MgO %	Fe %	Extracția cantitativă %	Extracția în $MgCO_3$
90	0,7	3,48	94,0	2,1	8,85	25,0
80	1,7	7,17	89,0	2,7	5,87	17,8
70	3,3	13,00	83,0	3,7	4,86	15,1
60	5,9	19,80	74,0	4,7	—	—
50	9,6	26,60	64,0	6,0	—	—
40	17,2	31,90	56,5	8,3	—	—

d) *Încercări de concentrare prin zețaj și mese de concentrare.* Deoarece concentrarea în medii dense poate întîmpina unele dificultăți din punct de vedere al aplicării practice, am considerat oportun să facem unele încercări privitoare la posibilitățile de concentrare prin zetaj.

Pentru concentrarea materialului rămas după îndepărtarea clasei mai mici ca 0,5 mm care nu se poate trata prin metoda mediilor dense s-au făcut încercări de concentrare pe mese.

Deoarece diferența de densitate între magnezită și steril este relativ mică a trebuit să se facă o clasare strînsă.

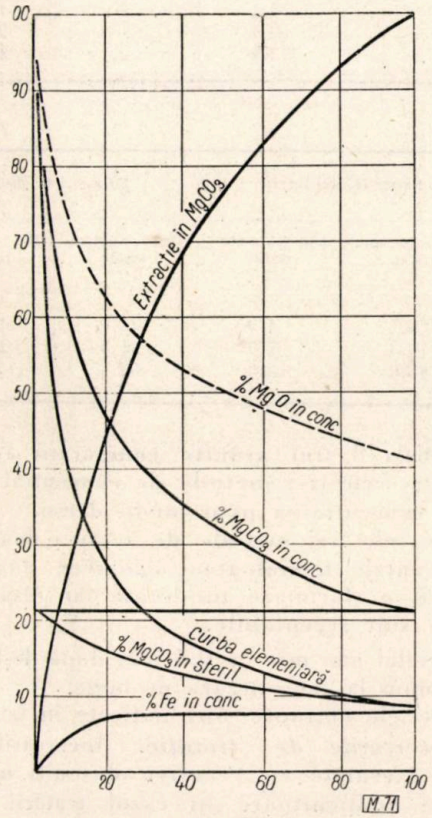


Fig. 3.

Tabela 5

Clasa mm	Cît reprezenta clasa din tot materialul %	Produse	Conținut		Extracția cantitativă		Extracția în $MgCO_3$	
			$MgCO_3$ %	MgO după calcinare %	Din materialul tratat %	Din tot materialul %	Din materialul tratat %	Din tot materialul %
5—3	27,3	Conc.	47,0	62,5	8,36	2,27	20,40	6,7
		Mixte	38,0	56,5	15,37	4,17	31,50	10,0
		Sterile	12,5	41,5	76,12	20,26	48,10	15,8
3—1	18,1	Conc.	48,5	64,5	8,59	1,55	21,40	4,3
		Mixte	36,5	54,3	12,83	2,32	24,00	5,2
		Sterile	13,5	42,0	78,57	14,50	55,60	12,2
1—0,5	9	Conc.	53,0	70,8	7,2	0,64	19,5	2,1
		Mixte	34,5	53,5	11,69	1,05	22,5	2,2
		Sterile	14,0	42,5	82,21	7,31	58,0	6,5
5—0,5 (calculat)	54,4	Conc.	48,5	64,5	—	5,23	—	13,4
		Mixt	37,6	55,1	—	7,54	—	17,4
		Sterile	13,8	42	—	42,07	—	44,5

Observație: Extracția $MgCO_3$ din tot materialul este calculată prin raportare la conținutul materialului brut (16% $MgCO_3$)

Tabela 6

Clasa mm	Procent din tot materialul %	Produse	Conținut %			Extracția cantitativă		Extracția în $MgCO_3$	
			$MgCO_3$	După calcinare		Din materialul tratat %	Din tot materialul %	Din materialul tratat %	Din tot materialul %
				MgO	Fe				
3—1	43,04	Conc.	54,5	66,5	5,8	8,5	3,7	23,4	12,5
		Mixte	37,5	55,4	5,8	16,0	7,2	30,8	16,9
		Sterile	12,5	40,9	8,4	75,4	32,1	46,8	25,0
1—0,5	23,7	Conc.	58,5	72,3	5,2	6,5	1,4	19,0	5,1
		Mixte	36,5	54,5	5,9	9,5	2,2	17,8	5,0
		Sterile	14,8	44,7	8,7	84,0	20,1	63,2	18,2
3—0,5 (calculat)	66,7	Conc.	53,5	68,2	5,5	—	5,1	—	17,6
		Mixte	35,3	54,9	5,8	—	9,4	—	21,9
		Sterile	13,5	42,0	8,5	—	52,2	—	43,2

Tabela 7

Clasa mm	Procent din tot materialul %	Produse	Conținut %			Extracția cantitativă		Extracția în $MgCO_3$	
			$MgCO_3$	După calcinare		Din materialul tratat %	Din tot materialul %	Din materialul tratat %	Din tot materialul %
				MgO	Fe				
1—0,5	73	Conc.	59,5	73,5	4,9	6,7	4,9	21,0	18,2
		Mixte	38,7	54,9	6,2	10,3	7,5	21,5	18,2
		Sterile	13,1	42,5	8,8	83,0	60,6	57,5	50,0

Încercările preliminare de zețaj făcute cu material mai mare ca 5 mm au arătat că nu se pot obține rezultate bune. De aceea s-au tratat numai clasele sub 5 mm și anume clasele 5—3, 3—1 și 1—0,5 mm.

Rezultatele obținute sînt indicate în tabela 5.

Sfărîmîndu-se tot materialul mai mic ca 10 mm la 3 mm și apoi spunîndu-se la zetaj clasele 3—1 și 1—0,5 mm s-au obținut rezultatele din tabela 6.

Procedîndu-se la o sfărîmare a materialului mai mic ca 10 mm la 1 mm și supunîndu-se la zețaj (clasa 1—0,5 mm) s-au obținut rezultatele din tabela 7.

În tabela 8 sînt arătate comparativ rezultatele dintre cele trei metode de concentrare prin zețaj și concentrarea prin medii dense.

Dintre cele trei metode de zețaj a doua prezintă avantaje tehnologice deoarece nu necesită decît o sfărîmare moderată iar rezultatele obținute sînt acceptabile.

Materialul mai mic ca 0,5 mm după deșlamare a fost supus la concentrare pe mese.

Rezultatele obținute sînt indicate în tabela 9.

e) *Încercările de flotație.* Încercările de flotație executate cu reactivi obișnuiți nu dau rezultate mulțumitoare în cazul tratării minereului brut.

Tabela 8

Metoda	Produse	Conţinutul %			Extracţia cantitativă	Extracţia în $MgCO_3$
		$MgCO_3$	După calcinare		%	%
			MgO	Fe		
Cu material nesfărîmat	Concentrat	48,5	64,5	Nu s-a determinat	5,2	13,4
	Mixte	37,6	55,1		7,5	17,4
	Sterile	13,8	42,0		42,0	44,5
Sfărîmat la 3 mm	Concentrat	53,5	68,2	5,5	5,1	17,6
	Mixte	35,3	54,9	5,8	9,4	21,9
	Sterile	13,5	42,0	8,5	52,2	43,2
Sfărîmat la 1 mm	Concentrat	59,5	73,5	4,9	4,9	17,6
	Mixte	38,7	54,9	6,2	7,5	21,9
	Sterile	13,1	42,5	8,8	60,0	43,2
Conc. cu medii dense (la valori aproximativ celor obţinute prin zeţaj)	Concentrat	55	69	6	8	35
	Mixte	—	—	—	—	—
	Sterile	13	42	8,5	60	48

Tabela 9

Produse	Conţinut %			Extracţia cantitativă %		Extracţia în $MgCO_3$ %	
	$MgCO_3$	După calcinare		Din mat. tratat	Din tot mater.	Din mat. tratat	Din tot materialul
		MgO	Fe				
Conc.	58,0	67,0	5,2	1,8	0,3	4,7	1,1
Mixte	41,0	57,0	5,0	3,5	0,6	6,3	1,5
Sterile	12,0	42,0	7,1	66,3	11,2	35,5	8,5
Şlam de la clasare	42,0	57,5	4,2	28,4	4,9	53,5	12,8

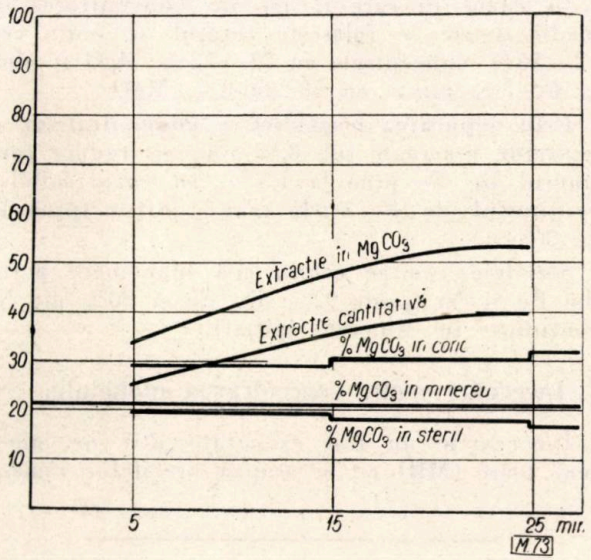


Fig. 5.

Unele încercări calitative au dat indicaţii că folosirea unor reactivi potriviţi pot îmbunătăţi rezultatele concentrării pe mese (flotaţia pe mese). Nu am avut posibilitatea de a executa încercări sistematice în acest sens.

f) *Încercări pentru îmbunătăţirea rezultatelor.* Pentru îmbunătăţirea calităţii concentratelor s-au executat mai multe încercări de retratarea concentratelor.

Încercările au fost îndreptate în două direcţii : mărirea conţinuturilor concentratelor de $MgCO_3$ şi eliminarea fierului.

Pentru mărirea concentraţiei s-au executat încercări de retratare pe mese a diverselor concentrate obţinute (zeţaj, mese) şi flotarea acestora. Flotaţia nu a dat nici în acest caz rezultate satisfăcătoare.

Cele mai bune rezultate s-au obţinut prin retratarea pe mesele de concentrare a concentratelor obţinute prin zeţajul claselor 3—1, 1—0,5 mm după o prealabilă măcinare la 0,5 mm şi deşlamare într-un curent ascendent cu viteza 0,7 cm/sec.

Rezultatele obţinute sînt indicate în tabela 10.

Tabela 10

Produse	Conţinuturi %			Extracţia cantitativă %		Extracţia $MgCO_3$ %	
	$MgCO_3$	După calcinare		Din materialul tratat	Din tot materialul	Din mater. tratat	Din tot materialul
		MgO	Fe				
Conc. I	69,0	78,0	4,5	41,5	7,10	54,0	9,1
Conc. II	61,0	73,5	5,0	11,0	0,60	12,2	2,3
Mixte	48,0	61,5	5,2	5,2	0,3	4,7	1,6
Sterile	25,0	45,0	5,35	20,8	1,0	6,0	1,5
Mîl de la deşlamare	58,7	68,0	5,0	21,5	1,0	23,1	1,5

Prin retratarea după acelaşi sistem a produselor intermediare obţinute la zeţaj s-au realizat rezultatele indicate în tabela 11.

Tabela 11

Produse	Conţinuturi %			Extracţia cantit. %		Extracţia $MgCO_3$ %	
	$MgCO_3$	După calcinare		Din mater. tratat	Din tot materialul	Din mater. tratat	Din tot materialul
		MgO	Fe				
Concentrat	62,0	74	5,0	3,4	0,3	6,3	1,1
Mixte	53,5	66,8	5,04	13,5	1,3	21,8	4,2
Sterile	22,0	44,0	6,50	60,5	5,7	41,0	7,8
Mîl de la deşlamare	45,0	58,0	4,9	22,6	2,1	30,9	5,9

Pentru îndepărtarea Fe din concentrate s-au executat o serie de separări magnetice. Deoarece magnetita se prezintă în general ca grăunţi fin diseminaţi a fost necesar să se macine mărunt produsele supuse la separare. Pe baza încercărilor calitative s-a ajuns la concluzia că pentru îndepărtarea celei mai mari părţi din fier este necesară o măcinare integrală sub 0,15

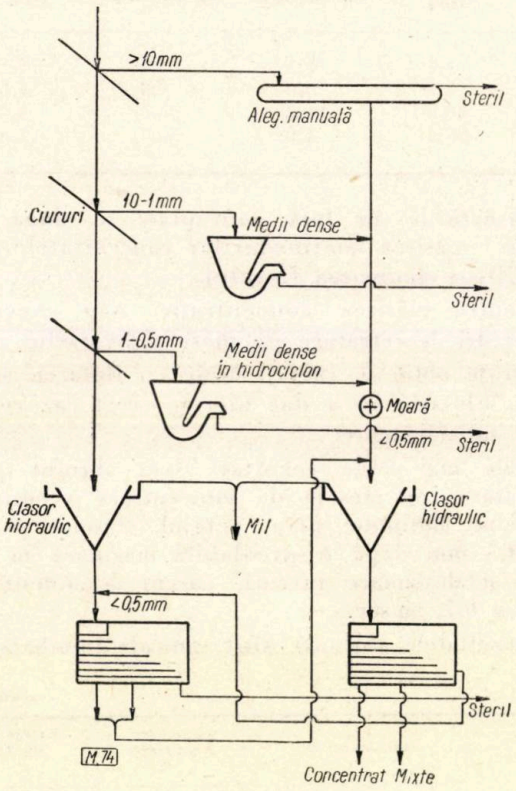


Fig. 6.

mm. In acest caz dacă se lucrează cu o intensitate de cîmp magnetic de cca 2 000 Oe se poate obţine o reducere a cantităţi de Fe în concentrate pînă la 1,5%. Cantitatea de $MgCO_3$ ce se pierde în operaţia de separare magnetică este practic neglijabilă.

Produsele magnetice separate ajung pînă la un conţinut de 38% Fe reprezentînd cantitativ cca 10% din cantitatea de concentrate tratate. Conţinutul de Ni în aceste produse magnetice este de aproximativ 0,4%.

Rezultate similare se obţin şi în cazul mixtelor.

g) *Concluzii asupra încercărilor de concentrarea magnezitei.* Încercările executate au arătat că prin diverse metode de concentrare se pot obţine produse bogate în MgO ce pot fi utilizate direct pentru fabricarea diverselor materiale magnezitice (cu 55—90% MgO). Considerăm că cea mai indicată soluţie este aceea în care se obţin produse din care se pot fabrica materiale forsteritice cu cP 34—38, corespunzătoare unor conţinuturi de 55—70% MgO.

Pe baza încercărilor executate propunem în acest scop fluxul tehnologic prezentat în schema din fig. 6.

Rezultatele ce se pot obţine prin acest sistem sînt indicate în tabela 12.

Tabela 12

Produse	Conţinut %			Extracţia cantitativă %	Extracţia în $MgCO_3$ %
	$MgCO_3$	După calcinare			
		MgO	Fe		
Conc.	61—69	73,5—78	4,5—5	4,7	18,0—20,0
Mixte	41—48	58 —61	5,2—5,3	1,2	3,0— 3,6
Mîl	42—58	58,5—68	4,95	6,9	18,0—25,0
Sterile	12—13	36 —38	8,5	87,2	61,0—51,4

În cazul în care în loc de concentrarea în medii dense se foloseşte zeţajul se obţin cca 12—15% concentrate cu 73—78% MgO şi pînă la 6—7% mixte cu 58—66,8% MgO.

Prin separarea magnetică a concentratelor şi mixtelor măcinate sub 0,15 mm se reduce conţinutul de Fe pînă la 1,5%. În cazul mîlului conţinutul de Fe scade mai puţin (pînă la 2—3%).

Sterilele rămase conţin cea mai mare parte din Fe şi Ni (peste 92% din Fe şi 90% din Ni conţinute în minereul iniţial).

5. Încercări pentru concentrarea nichelului

Încercările au fost executate atît pe minereul brut (MB) cît şi asupra sterilelor rămase

Tabela 13

Element	MB	MS
SiO_2	35,0	35,5
Fe	7,5	8,5
MgO	40,1	38,00
Ni	0,174	0,2—0,23

de la concentrarea magnezitei (MS). Analiza chimică a arătat următoarele conţinuturi pentru principalele elemente (tabela 13).

Pentru concentrarea nichelului s-au făcut două grupe de încercări: a) separarea magnetică în vederea obținerii unor concentrate de Fe bogate în Ni și b) prăjirea minereului cu pirită în mediu reducător urmată de remăcinarea aglomeratelor obținute și flotația sulfurilor, în care caz se obțin concentrate nichelifere ce pot fi prelucrate mai departe în vederea extracției nichelului.

a) *Încercări de concentrarea* Ni *prin separări magnetice.* Prin determinările chimice și mineralogice nu s-a putut stabili cu precizie cantitatea de minerale de Fe magnetice și nemagnetice. Făcîndu-se o analiză magnetică însoțită de analize chimice s-a putut estima conținutul de Fe magnetic la aproximativ 5,5—6,5% (în medie 6%).

Tabela 14

Produse	Conținut		Extracția cantitativă %	Extracția în metal %	
	Fe %	Ni %		Fe	Ni
Proba M.B.	7,5	0,174	—	—	—
Concentrat	43,2	0,54	10,2	59	31,2
Sterile	3,5	0,134	89,2	41	68,8
Proba M.S.	8,5	0,2	—	—	—
Concentrat	52,8	0,65	11,1	68	35,6
Sterile	3,1	0,143	88,9	32	64,4

Deoarece analizele mineralogice au arătat că magnetita este fin disiminată în minereu (cristale sub 1 mm) încercările de separare s-au executat asupra materialului măcinat. Încercările calitative executate au arătat că rezultatele mulțumitoare se obțin numai în cazul unei măcinări sub 0,2 mm. Pentru obținerea unor concentrate cu un conținut acceptabil de Fe trebuie să se lucreze cu o intensitate mică de cîmp magnetic (aproximativ 200 Oe).

Rezultatele obținute în cazul separării celor două feluri de materiale au fost cele indicate în tabela 14.

Încercările executate asupra unor probe de sterile măcinate la 0,2 mm și prăjite oxidant pînă la 700° au dat indicații că se poate mări concentrația în Ni pînă la 0,7%, însă conținutul în Fe al concentratelor precum și extracțiile în Fe și Ni scad cu cîteva procente. Rezultatele similare se obțin și în cazul separării magnetice a materialelor prăjite reducător.

Se poate conclude că prăjirea nu îmbunătățește simțitor rezultatele, nefiind de aceea justificată aplicarea ei.

l) *Încercări de concentrarea nichelului prin topire cu pirită urmată de flotația sulfurilor.* Această concentrare se bazează pe proprietatea pe care o are pirita topită de a colecta unele metale printre care și nichelul. Deoarece nu am avut posibilitatea de a executa toate încercările necesare pentru tragerea unor concluzii precise ne vom rezuma să arătăm doar unele din rezultatele calitative obținute.

Încercările au fost executate asupra minereului brut, a sterilelor rezultate de la concentrarea magnezitei și a sterilelor rămase de la separarea magnetică. În toate cazurile măcinarea a fost sub 0,2 mm. Topirea s-a făcut în vase închise, cu 5—10% concentrate de pirite la temperaturi de peste 1 200°C. Produsele aglomerate obținute după răcire au fost remăcinate la 0,1 mm și apoi supuse la flotație folosindu-se drept colectori diverși xantați. Analizele chimice executate au arătat că în general se poate extrage cca 50% din nichelul conținut în materialul tratat, concentratele piritoase obținute avînd un conținut mai mare ca 0,6% Ni (s-a mers și pînă la 1% Ni).

Datele din literatură indică posibilitatea extragerii pînă la 90% din Ni iar concentratele obținute pot ajunge la 2—3% Ni.

Concluzii asupra concentrării nichelului. Prin tratarea separată a concentratelor și sterilelor de la concentrarea magnezitei se pot obține prin separare magnetică următoarele rezultate:

Concentrate de Fe cu 52,8% Fe și 0,63 Ni reprezentînd cca 10,5% din tot minereul.

Extracția de fier este de 59,5% iar cea de Ni de 31,2%.

Concentrate de Ni cu cca 0,7% Ni și 40% S reprezentînd cca 2% din minereu (restul fiind constituit din pirita adăugată). Extracția în Ni este de cca 20%.

Tabela 15

Produse	Conținut %				Extracția cantitativă	Extracția în substanțe utile		
	$MgCO_3$	După calcinare		Ni	%	$MgCO_3$	Fe	Ni
		MgO	Fe					
Concentrat magnezitic	61—69	73,5—78	1,5	—	4,5	18—20	—	—
Mix'e magnezitice	41—48	58 —61	1,5	—	1,2	3—3,6	—	—
Mil magnezitic	42—58	58,5—68	3	—	6,5	18—25	—	—
Concentrate de fero-nichel	—	—	53	0,6	10,5	—	59,5	3
Concentrate de pirită nicheliferă	—	—	—	0,7	10 (inclusiv pirită)	—	—	20—30

Susținerea cu ancore a galeriilor pe stratul 7 regiunea de vest, la exploatarea minieră Anina

Ing. I. BUTOI

Stratul șapte (principal) din regiunea de vest a exploatării miniere Anina, prezintă următoarele caracteristici :

1. Vîrsta : lias inferior ; 2. Calitatea cărbunelui : huilă cocsificabilă ; 3. Grosimea medie 1,6 (1,8—1,4) ; 4 . Inclinarea medie 70° ; 5. Clivaj : pe înclinare ; 6. Culcușul format din gresie compactă ; 7. Acoperișul direct gros de cca. 1,4 m : format din gresie pronunțat stratificată ; 8. Acoperișul principal gros de 8—10 m format din gresie compactă.

Sistemul de pregătire utilizat în vederea exploatării constă în :

1. Executarea galeriilor transversale de cap și de bază din galeria direcțională din culcușul stratului.

2. Executarea galeriilor pe strat, de bază (transport) și de cap (aeraj).

3. Executarea suitorii de legătură din care se atacă abatajul.

Astfel, cîmpul minier, este divizat în panouri, delimitate pe direcție de galeriile transversale și suitorile de panou, iar pe înclinare, de galeriile de transport și aeraj. Lungimea pe direcție a panourilor este de cca. 50 m l, fiind condiționată și de faliile ce afectează stratul (în fig. 1 se poate vedea în proiecție orizontală, pregătirea pentru exploatare a unuia din panourile cîmpului minier).

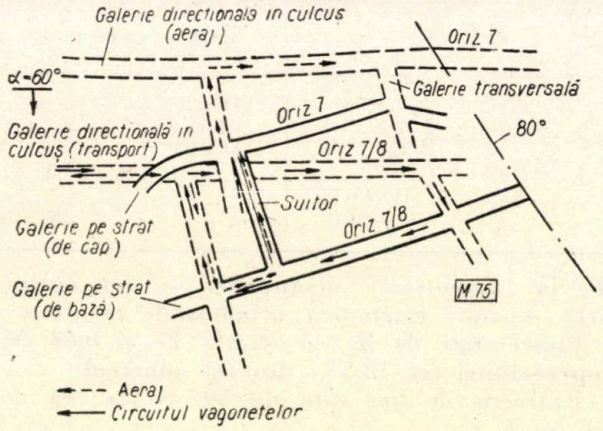


Fig. 1.

Stratul se exploatează prin fîșii descendente pe înclinare, avansarea liniei de abataj făcîndu-se direcțional. Susținerea spațiului exploatat se face cu lemn de brad jumătăți, dirijarea acoperișului se realizează cu ajutorul stivelor.

Susținerea în lemn a galeriilor, nu a dat rezultate, menținerea nedeformată a profilului util fiind o problemă greu de rezolvat, deoarece sînt necesare 2—3 reprofilări în intervalul de timp necesar exploatării unui panou. Susținerea cu inele duble de bolțari nu putea fi înscrisă în strat, la profilul impus de utilajele folosite la transportul producției, fiind necesară tăierea unui volum sensibil de rocă sterilă, operație realizată exclusiv cu ajutorul explozivilor, iar volumul mare de material la locul de muncă, ar fi incomodat transportul producției. Din surpările produse la lucrările miniere, executate pe acest strat, s-a putut trage concluzia, că

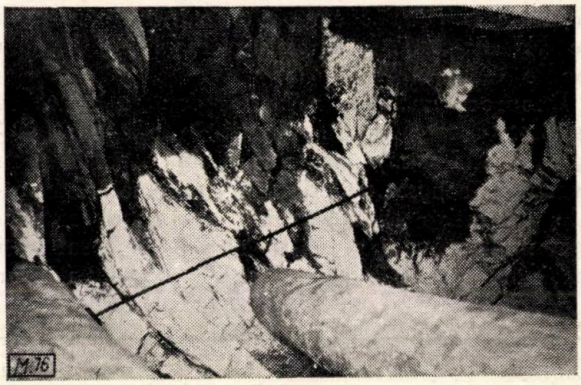


Fig. 2.

zona bolții de echilibru, în care acționează forțele de întindere nu depășea planul acoperișului direct, iar zona de acțiune a forțelor de compresiune, era în planul acoperișului principal. Plecînd de la constatarea că zona de compresiune a bolții de echilibru, este cuprinsă în planul acoperișului principal, și că deformarea profilului lucrării miniere, este cu exclusivitate provocată de acțiunea exfoliantă a acoperișului direct (în fig. 2 se poate vedea acoperișul direct fotografiat din galeria transversală), s-a încercat ancorarea lui de acoperișul principal, eliminînd astfel posibilitatea acționării independente, prin menținerea într-o măsură oarecare, a echilibrului existent, înaintea efectuării excavației miniere.

Rezultatele obținute au fost bune, reușindu-se astfel, să se mențină profilul nedeformat, atît în zona exploatată cît și în zona neexploatată pe perioade de timp lungi (în fig. 3 se poate

vedea o galerie susţinută în ancore după 10 luni de la execuţie şi în fig. 4 o galerie susţinută cu lemn după 2 luni de la execuţie).

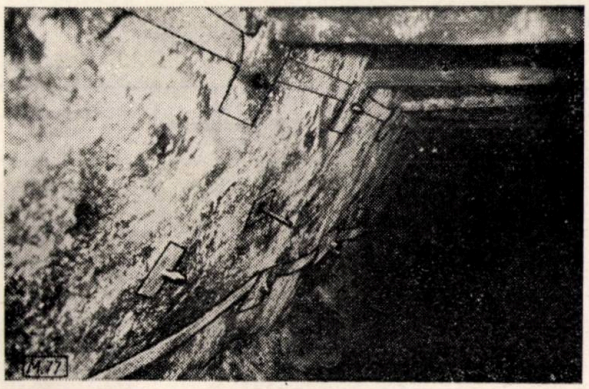


Fig. 3.

Fig. 4.

Fixarea ancorelor în planul acoperişului se realizează conform fig. 5.

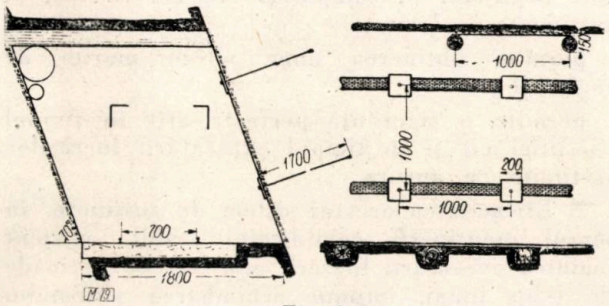


Fig. 5.

Protejarea acoperişului stratului, în cazul de faţă, peretele galeriei, se realizează cu ajutorul a două cabluri late, aşezate paralel cu direcţia, iar protejarea tavanului se face cu ajutorul unor grinzi de lemn de brad rotund cu ϕ 100 mm, dispuse în cîmpuri de 1 m. Tipul de ancore utilizat (tabela 1) este cel cu pană şi cap spintecat (fig. 6) şi cel cu pană cu cap de fixare amovibil (fig. 7).

Dimensiunile şi caracteristicile ancorelor

Tabela 1

Diametrul ancorei mm	Lungimea ancorei mm	Secţiunea transversală cm²	Rezistenţa de rupere la tracţiune kg/cm²	Forţa totală de rupere kgf
25	1 700	4,9	3 700	18 130
30	1 700	7,04	3 700	26 048

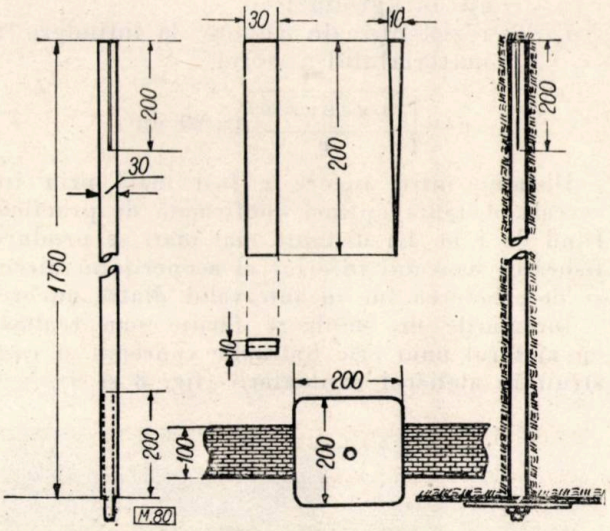


Fig. 6.

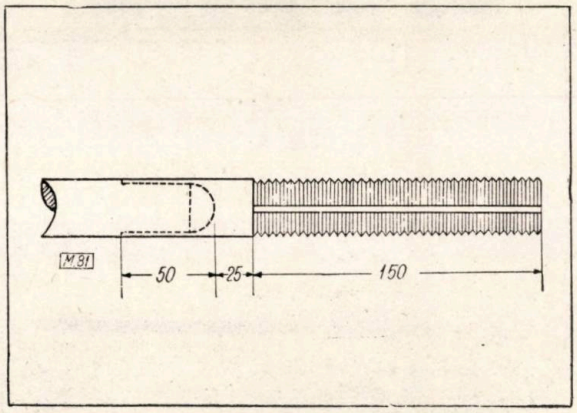


Fig. 7.

La stabilirea lungimii ancorei, factori hotărîtori au fost grosimea acoperişului direct şi adîncimea de împănare a ancorei. Cum practica susţinerii ancorate a arătat că adîncimea necesară de împănare se situiază în jurul a 30 cm, lungimea ancorei s-a luat de 1,7 m.

$$L = l + 30$$

$$L = 1{,}40 + 0{,}30 = 1{,}70$$

în care:

L este lungimea ancorei;
l — grosimea acoperişului direct;
30 cm — adîncimea de împănare.

Pentru verificare s-a folosit formula:

$$c = \sqrt{\frac{0{,}2\ S\ \sigma_r}{k_r}}$$

în care :

c este adîncimea de împănuare a ancorei în cm;

S — secțiunea transversală a ancorei în cm²;

k_r — rezistența admisibilă de rupere a rocii în kgf/cm²;

σ_r — rezistența de rupere la întindere a materialului ancorei.

$$c = \sqrt{\frac{0{,}\times 4{,}9 \times 3\,700}{v}} \cong 30 \text{ cm}.$$

Distanța între ancore a fost luată prin încercări, distanța optimă confirmată de practică, fiind de 1 m. La distanțe mai mari se produce fisurarea bancului inferior al acoperișului direct și desprinderea lui în intervalul dintre ancore.

Incercările de smulgere făcute s-au realizat cu ajutorul unui cric hidraulic conceput și construit în atelierul exploatării (fig. 8 și 9).

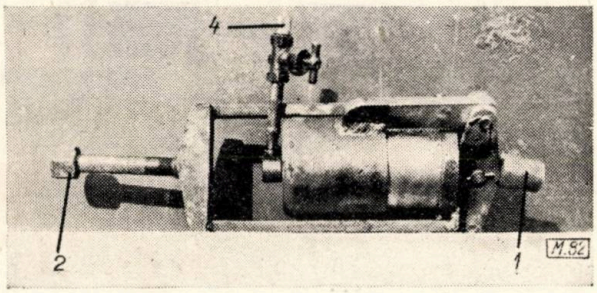


Fig. 8.

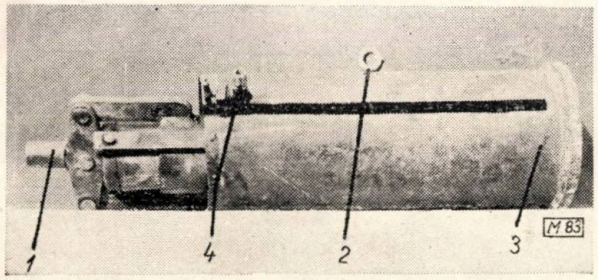


Fig. 9.

Prin intermediul piesei *(1)* ancora se înșurubează la aparat, se fixează cilindrul *(3)* ca în fig. 9, iar prin înșurubarea piesei *(2)* se realizează forța de smulgere care se înregistrează la manometrul *(4)* anexat aparatului. Produsul dintre suprafața pistonului și presiunea, în atmosfere, citită la manometru, indică forța totală de smulgere.

Tabela 2 ilustrează rezultatele obținute la unele din încercările făcute:

Tabela 2

Nr. ancorei	Tipul	Forța de smulgere în kgf	Deplasarea în mm
25	nerecuperabil (fig. 6)	4 500	40
28	nerecuperabil (fig. 6)	4 800	42
22	recuperabil (fig. 7)	6 500	25
45	recuperabil (fig. 7)	7 200	22
50	recuperabil (fig. 7)	8 000	20
61	nerecuperabil (fig. 6)	4 000	
70	recuperabil (fig. 7)	6 500	25

Din încercările făcute, s-a constatat superioritatea ancorelor cu pană cu cap amovibil, în ce privește forța de împănare imprimată, precum și alunecarea în mm.

Concluzii

1. Sistemul de susținere cu ancore este mult superior susținerii în lemn, atît sub aspectul economic, cît și sub aspectul mecanizării operației de susținere deoarece :

necesită un volum mic de material, la locul de muncă ;

volumul de steril tăiat la executarea susținerii este neglijabil în comparație cu cel realizat la susținerea în lemn ;

permite obținerea unor viteze mărite de înaintare ;

permite o siguranță perfectă atît în timpul execuției cît și în timpul exploatării lucrărilor susținute cu ancore.

2. Eficacitatea acestui sistem de susținere, în sensul menținerii echilibrului stabil, existent înaintea executării lucrării miniere, pe perioade de timp lungi, impune schimbarea sistemului de dirijare a presiunii acoperișului în abataje pe stratul 7, operație neeconomicoasă, realizată cu ajutorul stivelor, prin ancorarea acoperișului direct de acoperișul principal.

Cocs din cărbuni necocsificabili

NOTA VI

Cocsificarea brichetelor în şarjă „mixtă"

Ing. I. BARBU, ing. A. PĂUN, ing. IRINA VOINEA, ing. EMILIA CORCIOVEI (colectiv ICEM)

Tehnologia de cocsificare utilizată în prezent şi-a îndeplinit bine sarcinile, însă lipsa de cărbuni cocsificabili pare să indice că această tehnologie are nevoie de o revizuire radicală. Cocsificarea, aşa cum o cunoaştem astăzi, este condamnată la o lichidare lentă şi este probabil ca ea să cedeze locul unei alte metode de obţinere a cocsului pentru furnal, în cazul cînd nu se vor găsi noi metode de elaborare a fontei.

Dezvoltarea continuă a diferitelor procedee care caută să lărgească baza de materii prime pentru fabricarea cocsului (degresarea cu semicocs, mărirea densităţii, măcinarea selectivă etc.), deşi au îmbunătăţit foarte mult procedeul clasic de cocsificare, lărgindu-i într-o anumită măsură baza de materii prime, nu au modificat însă esenţa acestui procedeu, care a rămas mai departe dependent de caracteristicile materiei prime.

În general, s-a constatat că procedeul clasic de cocsificare prezintă următoarele deficienţe :

— posibilitate foarte limitată de folosire a cărbunilor inferiori ;

— imposibilitatea standardizării calităţii cocsului obţinut, deoarece proprietăţile fizice şi chimice ale acestuia depind în primul rînd de cărbune şi numai în al doilea rînd de procesul tehnologic de cocsificare, care nu poate modifica sensibil calitatea pe care cărbunele o transmite cocsului ;

— neuniformitatea pronunţată a produsului obţinut, care contravine cerinţelor furnalului ; de aici rezultă şi necesitatea sortării, care micşorează randamentul de cocs siderurgic şi aceasta cu atît mai mult cu cît cărbunele a fost mai necorespunzător ;

— discontinuitatea procesului, care împiedică mărirea productivităţii cuptoarelor, complică deservirea lor şi provoacă variaţii în calitatea produselor cocsificării ;

— transmiterea indirectă a căldurii, neuniformitatea încălzirii şarjei şi supraîncălzirea spaţiului de sub bolta cuptoarelor, toate acestea dăunează calităţii cocsului şi a produselor volatile ;

— un randament foarte mic de produse lichide ale cocsificării, care împreună (gudron + benzen brut) nu depăşesc 5% ;

— pirogenarea şi cracarea produselor volatile la temperaturi prea ridicate, ceea ce duce la imposibilitatea stăpînirii randamentului şi calităţii produselor volatile ; aceasta este consecinţa modului de conducere a procesului pentru obţinerea unui cocs metalurgic de calitate corespunzătoare ;

— o foarte mică productivitate a procesului (sub 8 kg cocs pe oră şi m^2 de suprafaţă încălzită) ;

— necesitatea folosirii unui material de construcţie special, pe bază de silicat, pentru zidirea cuptoarelor ; acest material nu permite întreruperi în funcţionarea cuptoarelor (pentru reparaţii sau alte necesităţi) şi obligă ca funcţionarea să fie continuă sau ca bateria să fie menţinută în stare încălzită pînă la scoaterea ei definitivă din funcţiune ;

— neelasticitatea în ceea ce priveşte schimbarea condiţiilor şi rigiditatea schemei de încălzire, aşa încît nu se pot face modificări în funcţie de calitatea materiei prime ;

— pierderi mari de căldură, datorită stingerii cu apă a cocsului şi adaosului de apă la şarjă ; adaosul de apă la şarjă duce de asemenea şi la o mărire însemnată a sistemului de condensare şi exhaustare ;

— preţul de cost ridicat al construcţiei, complexitatea şi volumul mare al bateriilor de cocsificare, care duc la cheltuieli de investiţii foarte ridicate ;

— impurificarea intensă a atmosferei din jurul cocseriei.

Problemele devin şi mai complexe în cazul cînd aprovizionarea cu materii prime corespunzătoare limitează posibilităţile de aplicare a procedeului clasic de cocsificare.

Nu numai în ţara noastră, ci chiar şi în ţări cu o puternică industrie carboniferă (U.R.S.S., Anglia, R. P. Polonă etc.) se pune problema găsirii unor metode care să permită utilizarea drept materie primă pentru cocsificare şi a altor cărbuni decît a huilelor aglutinante.

Varietatea procedeelor preconizate este extrem de mare, datorită atît diversităţii caracteristicilor materiilor prime folosite, cît şi principiilor tehnologice propuse pentru obţinerea unui cocs siderurgic de calitate.

Pe lîngă procedeele care vor să rezolve problema folosirii cărbunilor necocsificabili pe calea brichetării şi cocsificării brichetelor, care au fost studiate în ultimii ani, în lucrările privind fabricarea cocsului brichete prin procedeul rominesc (într-o treaptă şi jumătate), pentru a înlătura unele din defi-

cientele obținerii cocsului pe cale clasică (îngustarea bazei de materii prime, lipsa de elasticitate, limitarea în ceea ce privește materia primă de folosit, productivitatea relativ scăzută etc.), s-au propus și studiat procedee noi care să evite aceste neajunsuri ale procedeului clasic.

Astfel, pentru cocseriile clasice tipice (cele cu încărcare pe sus) s-au preconizat printre altele :

— prepararea selectivă (petrografică) a cărbunilor pentru șarjă ;

— adaosuri de hidrocarburi lichide și alte produse de umectare (păcură, uleiuri, smoală, bitumuri etc.) ;

— mărirea densității de încărcare, prin bătucire, umectare sau alte metode.

Dintre aceste metode, în țara noastră — la fel ca și în regiunea carboniferă a Sileziei din R.P. Polonă — numai îndesarea șarjei prin bătucire (ștampare) este cunoscută, fiind de altfel o metodă obligatorie pentru cocsificarea șarjelor alcătuite pe baza cărbunilor din Banat și din Valea Jiului.

Deoarece cuptorul clasic orizontal de mare capacitate, folosit pentru cocsificarea șarjelor de huile aglutinante, încărcate în stare afînată (la încărcarea pe sus), sau în stare ștampată (la încărcarea laterală), nu poate fi folosit pentru cocsificarea brichetelor din cauză că împingerea brichetelor cocsificate ar provoca dislocarea zidăriei, s-a propus folosirea lui pe o cale indirectă.

Pentru aceasta diferiți cercetători au propus amestecarea brichetelor în șarje de huile de cocs clasice aglutinante.

Literatura cuprinde mai multe propuneri de acest gen dintre care mai interesante sînt cele publicate de P. I. Turcenko în „Stal" și cele prezentate de L. Jako la consfătuirea ce a avut loc la Katowice în 1958.

În lucrările lui P. I. Turcenko se pornește de la premisa că greutatea volumetrică a șarjei de cărbuni — încărcată pe sus — în cuptorul de cocs, poate fi mărită printr-un adaos de brichete în șarjă.

Greutatea volumetrică a unei șarje de cărbuni, încărcată în cuptorul de cocsificare pe sus, nu depășește de obicei 0,820 t/m^3. Un adaos de 40% brichete duce la creșterea greutății volumetrice la 0,925 t/m^3, adică cu 13,5%.

În studiul prezentat de ing. L. Jako se arată că la „încărcarea mixtă" cărbunii brichetați — deci cu greutate specifică ajungînd pînă la 1,25 t/m^3 — repartizați uniform în patul de cărbune, formează în timpul cocsificării bulgări de cocs compact. Dacă cărbunele brichetat este aglutinat sau brichetelor li se conferă sau li se mărește capacitatea de aglutinare absentă sau deficientă la cărbune, atunci în timpul cocsificării diferențele morfologice ale șarjei eterogene de cărbuni și de brichete dispar în mod treptat, iar produsul final, cocsul — are o structură practic omogenă.

Încărcarea mixtă creează deci posibilitatea :

— lărgirii bazei de materii prime prin folosirea la cocsificare a brichetelor fabricate din cărbuni neaglutinanți ;

— măririi capacității de prelucrare a instalațiilor de cocsificare (prin creșterea greutății volumetrice a șarjei încărcată în cameră) ;

— măririi producției de cocs și mai ales a produselor chimice obținute la cocsificare.

În lucrările noastre s-au făcut cîteva încercări preliminare, în care s-a lucrat cu brichete crude fabricate prin procedeul romînesc („într-o treaptă și jumătate") și cu șarjă ștampată alcătuită din cărbunii Secul.

După aceste încercări preliminare, care au dus la o primă informare asupra acestui procedeu, s-au făcut în laborator — în aparatul Jenkner — încercări de folosire a brichetelor din cărbuni necocsificabili, ca adaos în șarja clasică, în așa-zisele „șarje mixte".

În tabela 1 se dau randamentele și rezistența cocsurilor obținute din șarja clasică cu adaos de 5 la 50% brichete.

Tabela 1

Nr. crt.	Compoziția șarjei	Randament în cocs, %	Rezistența, %		
			+10 mm	10—1 mm	—1 mm
1	95% șarjă clasică+ 5% brichete	67,64	73,5	8,0	18,5
2	90% șarjă clasică + 10% brichete	66,60	72,5	8,0	19,5
3	85% șarjă clasică+ 15% brichete	66,52	—	—	—
4	50% șarjă clasică+ 50% brichete	64,06	—	—	—

În lucrările ulterioare s-a pornit de la brichetele fabricate pentru încercările semiindustriale, alcătuite pe baza rețetei din tabela 2.

Tabela 2

Rețeta brichetelor

Componenți	Analiza tehnică			Rețeta, %	
	W	V^{anh}	A^{anh}	Cărbune	Brichete
P.A.L.	4,30	42,33	8,38	55,8	50,5
L.U.V.	2,46	39,84	9,17	24,8	22,4
Semicocs	4,40	15,55	11,64	19,4	17,6
Smoală (IB = 69—80°C)		55	0,6—1	—	9,5

Ca pat de cărbune s-a folosit atît șarja de la U.C.C.-Hunedoara cît și de la U.C.C. Reșița, care au avut compozițiile arătate în tabela 3.

În cadrul acestor încercări de cocsificare a brichetelor în amestec cu șarja clasică s-au făcut experiențe de cocsificare, atît în cutii cît și în piloți industriali. Încercările în cutii au fost efectuate pe probe de 250 — 300 kg (cîte trei cutii de fiecare rețetă), iar fiecare rețetă a fost cocsificată în aceeași cameră, unde temperaturile în canalele de ardere au fost de : 1 320—1 340°C partea mașinii și 1 330—1 360°C partea cocs, iar timpul de cocsificare a variat între 16 1/2 h la 18 h.

În tabelele 4 și 5 se dau rezistențele la toba Micumm.

Din tabelele 4 și 5, cît și din observațiile făcute pe teren, s-a constatat că :

— circa 15% din brichetele șarjei (cîteodată chiar mai mult) sînt desprinse de șarja clasică, mai ales cele așezate pe axa longitudinală a cutiei sau pilotului, pe zona ecran, adică acolo unde spărturile cocsului sînt mai frecvente ;

Tabela 3

Rețeta șarjelor clasice

Uzina	L.U.V., %	Anina, %	Secul, %	Armada + Karwina, %	Viteznii Unor, %	Semicocs %	Cocs petrol %
U.C.C. Reșița	42,5	40,0	15,83	—	—	5,83	5,84
U.C.C. Hunedoara	65,0	—	—	17	8	10,00	—

— același fenomen se observă și la brichetele așezate către peretele cutiei sau camerei de cocsificare, dar într-o măsură mai mică ;

Tabela 4

Rezistențele cocsurilor de „șarjă mixtă" (cutii)

Nr. crt.	Rețeta, %		Rezistența, %			
	Șarja clasică	Brichete	+40	40—20	20—10	—10
1	—	100	71,9	19,6	1,5	7,9
2	Reșița 85	15	63,8	17,4	6,0	12,8
3	Reșița 88	12	60,2	21,5	3,9	13,4
4	Reșița 90	10	60,1	23,5	4,0	12,4
5	Reșița 92	8	62,7	21,8	4,0	11,5
6	Reșița 94	6	63,6	14,7	5,0	16,7
7	Hunedoara 100	—	60,85	18,6	4,35	16,2
8	Hunedoara 85	15	44,2	16,45	4,65	34,7
9	Hunedoara 88	12	52,0	17,0	4,10	26,9
10	Hunedoara 90	10	46,05	15,2	4,05	13,6
11	Hunedoara 92	8	48,4	16,1	3,70	61,8
12	Hunedoara 94	6	50,3	13,65	4,45	31,6

— un factor ce nu a putut fi cuprins în tabele, dar care s-ar părea că influențează legarea brichetelor în șarja clasică, este gradul de presare al acestora, care modifică condițiile în care se face sudura dintre brichete și șarja clasică ;

— rezistența optimă au avut-o brichetele „într-o treaptă și jumătate" cocsificate singure ; cocsul Reșița și cocsul Hunedoara au valori mai mici dar rămîn superioare valorilor obținute la șarjele mixte care au întotdeauna rezistențe mai slabe decît cocsurile clasice corespunzătoare, remarcîndu-se printr-un procent de mărunt ridicat ;

- se remarcă valorile, relativ mult mai bune,

Tabela 5

Rezistențele cocsurilor de șarjă mixtă (piloți industriali)

Nr. crt.	Compoziția șarjei, %			Rezistența, %			
		clasice	brichete	+40	40—20	20—10	—10
1	Reșița (iulie 1959)	100	—	64,0	—	—	9,2
2	Reșița	99	1	61,3	20,3	5,1	13,3
3	Reșița	98	2	63,6	19,5	3,8	13,1
4	Reșița	96	4	56,2	19,8	5,3	18,7
5	Reșița	94	6	62,2	15,0	4,5	18,3
6	Hunedoara	100	(5 piloți)	60,6	18,9	4,9	15,6
7	Hunedoara	98	2	52,9	20,0	4,2	22,9
8	Hunedoara	96	4	52,9	17,5	5,4	24,2
9	Hunedoara	94	6	51,8	23,8	4,7	19,8

obținute cu șarja Reșița, față de probele corespunzătoare făcute cu șarja Hunedoara, fapt ce ar putea întări ipoteza că „legarea brichetelor de masa de șarjă clasică ar depinde atît de compoziția brichetelor, cît mai ales de compoziția șarjelor clasice". Șarja Reșița conține 51,6% materiale aglutinante superioare (Anina + Secul + cocs petrol), pe cînd șarja Hunedoara conține doar 17% Armada + Karwina.

Se poate afirma — pe baza încercărilor făcute — că procedeul „șarjelor mixte" nu permite cocsificarea brichetelor din cărbune cocsificabil în șarje ștampate, deoarece ștamparea duce la sfărîmarea parțială a brichetelor, fapt care dă naștere la zone slab cocsificate și mărește procentul de praf în cocsul obținut, din cauza unei suduri neomogene.

Funcționarea unui iaz de decantare pentru depozitarea sterilului și limpezirea apei de la o instalație de preparare

Ing. GH. JURCA și ing. V. FAUR

Depozitarea sterilelor, limpezirea și epurarea apelor reziduale de la uzinele de preparare a minereurilor constituie una dintre problemele importante care trebuie să fie rezolvată atît pentru uzinele noi (în curs de proiectare și construcție) cît și pentru cele vechi.

Buna gospodărire a surselor de apă impune ca apele reziduale (uzate) să fie restituite emisarului (cursului de apă din care au fost luate), lipsite de elemente și substanțe nocive care ar putea degrada cursul respectiv.

Pentru uzinele vechi de preparare a minereurilor din țara noastră, problema depozitării sterilelor și a limpezirii apelor reziduale nu a fost rezolvată în mod corespunzător aproape la nici una dintre ele. La cea mai mare parte a acestora, sterilele se eliminau în întregime sau în parte în cursurile de apă sub formă de tulbureală. Rezultatul : degradarea completă a cursului de apă, făcîndu-l inutilizabil pe distanțe de zeci de kilometri, aceasta pe de o parte, iar pe de altă parte s-au pierdut în întregime toate substanțele utile conținute în aceste sterile, substanțe care la ora actuală puteau să aibă o însemnată valoare economică.

În ultimul timp acestei probleme i s-a acordat o atenție deosebită, fiind în curs de rezolvare pentru majoritatea uzinelor de preparare a minereurilor.

La majoritatea uzinelor de preparare a minereurilor, proiectate și construite în țară, începînd cu anul 1950, pentru depozitarea sterilelor și limpezirea apelor reziduale s-au prevăzut iazuri de decantare cu depunere subacvatică a suspensiilor solide și cu sondă inversă pentru evacuarea apei limpezite.

În cadrul Trustului Minier Deva, la două uzine de flotație funcționează iazuri de decantare de tipul arătat mai înainte, unul din anul 1952, iar al doilea din anul 1954. Deoarece în prezent se pune cu foarte multă seriozitate problema rezolvării corespunzătoare a depozitării sterilelor și limpezirii apelor reziduale de la uzinele de preparare a minereurilor, se apreciază că prezentarea unor elemente în legătură cu funcționarea acestor instalații va prezenta interes pentru tehnicienii din acest sector de activitate.

În cele ce urmează se prezintă o serie de date în legătură cu unul dintre cele două iazuri de decantare în funcție la Trustul Minier Deva.

Iazul de decantare în cauză funcționează pe lîngă o uzină de flotație care prelucrează un minereu cuprifer. După sfărîmarea și măcinarea minereului, acesta se supune concentrării prin flotație, extrăgîndu-se un concentrat de cupru, iar sterilul, sub formă tulbureală, se evacuează din uzină și se conduce la iazul de decantare.

Minereul este alcătuit din andezit străbătut de o serie de fisuri care sînt mineralizate. Mineralele utile sînt constituite din calcopirită, bornită și covelină. Minereul mai conține și 5—6% magnetită foarte fin diseminată în masa minereului, magnetită ce este considerată ca un mineral de gangă.

Iazul de decantare este amplasat pe un teren relativ plan și aproape orizontal, delimitarea lui făcîndu-se printr-un dig de amorsare confecționat din pămînt compactat cu maiul (pămîntul s-a luat prin gropi de împrumut din interiorul iazului).

La confecționarea digului de amorsare nu s-au luat măsuri speciale de stropire cu apă, cu lapte de var și nici nu s-a prevăzut o mască impermeabilă din argilă în partea dinspre interiorul iazului.

Dimensiunile digului de amorsare sînt redate în fig. 1.

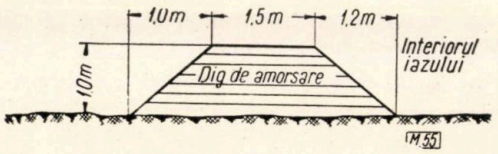


Fig. 1. Forma și dimensiunile digului de amorsare.

Digul de amorsare așa cum a fost proiectat și construit, s-a comportat, în mod corespunzător, nefiind rupt de către tulbureală și în același timp nepermițînd nici înfiltrarea apei în spre exterior.

Tulbureala (sterilul) ce părăsește uzina de flotație are o greutate specifică de cca. 1 200—1 230 g/l ceea ce corespunde la cca. 350—360 g/l suspensii solide. Aceasta se transportă printr-o conductă de oțel (Ø 200 mm) la o stație de pompare (echipată cu pompe Wilfley de 2 țoli) de unde este pompată în iazul de decantare.

Analiza granulometrică a sterilului cu care se alimentează iazul de decantare este redată în tabela 1.

În procesul de flotație se adaugă următorii reactivi :

— xantat etilic de sodiu cca. 65 g/t ;
— flotanol cca. 75 g/t.

O încercare de decantare efectuată cu tulbureala de alimentare a iazului a arătat rezultatele din tabela 2.

De la punerea în funcțiune a iazului și pînă la sfîrșitul lunii noiembrie 1960, acesta a funcționat 8 ani și 4 luni depozitîndu-se în el cca. 310 000 tone steril.

Tulbureala s-a alimentat în iaz de-a lungul digului. Sterilul s-a depus, iar apa limpezită s-a eliminat din iaz printr-una din cele două sonde inverse prevăzute în interiorul iazului. Pe măsură ce s-a ridicat stratul de steril, digurile au fost ridicate și ele utilizîndu-se pentru aceasta sterilul digului (gropi de împrumut).

Sterilul depozitat pînă în prezent are în exterior (digurile) o înălțime de cca. 7,5 m. Pînă la înălțimea de cca. 6,4 s-a mers cu un singur taluz al cărui unghi are valori cuprinse între 38° și 44°. De la această înălțime taluzele digului au început să fie amenajate în trepte.

Tabela 1

Analiza granulometrică a sterilului

Mărimea granulelor, mm	Material, %
> 0,500	0,6
0,500—0,250	7,8
0,250—0,150	18,2
0,150—0,100	14,9
0,100—0,074	6,9
<0,074	51,6
Suma :	100,0

Tabela 2

Rezultatele încercării de decantare cu tulbureala de alimentare a iazului

Timpul de limpezire, min	Înălțimea coloanei limpezite, mm	Raport solid/lichid în partea îngroșată
0	0	1 : 2,42
5	8	1 : 2,35
10	16	1 : 2,29
15	24	1 : 2,23
20	30	1 : 2,18
30	41	1 : 2,09
40	52	1 : 2,00
50	61	1 : 1,91
60	70	1 : 1,83

Notă : Încercarea a fost făcută într-un cilindru gradat de 1 000 cm^3 diametrul interior = 60 mm ; înălțimea părții gradate = 350 mm.

În figura 2 se redă o secțiune transversală prin digul actual al iazului de decantare.

În prezent la un debit de tulbureală de cca. 530 m^3/24 ore (cca. 460 m^3 apă + cca. 70 m^3 steril) ce se alimentează în iaz, se evacuează prin sonda inversă o cantitate de apă limpezită de cca. 280 m^3/24 ore reprezentînd cca. 53% din alimentare.

Diferența de apă pînă la 100% se înfiltrează în sol sau se evaporă.

În perioadele călduroase ale anului debitul de apă limpezită ce părăsește iazul de decantare prin sonda inversă scade pînă la cca. 42% din alimentare.

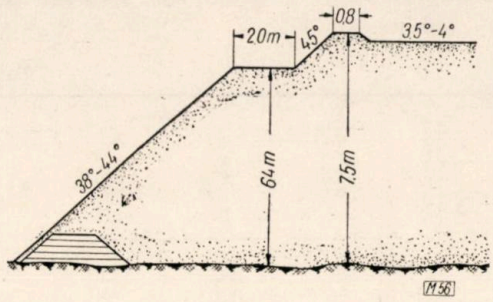


Fig. 2. Secțiune transversală prin digul iazului de decantare.

În aceste condiții de lucru, plajele iazului (porțiunile mărginite de dig și oglinda de apă), au lungimi de 30—45 m și o pantă de 3°30′—4°.

În fig. 3 se redă o schiță (în plan) a iazului de decantare din care se arată conturul oglinzii de apă și amplasamentul celor două sonde inverse (sonda inversă din partea de sud a iazului a fost montată în anul 1949 și a servit pentru recircuitarea unei părți din apa limpezită ; debitul fîntînii de alimentare cu apă a uzinei fiind mai mic decît necesitățile, care au crescut la un moment dat).

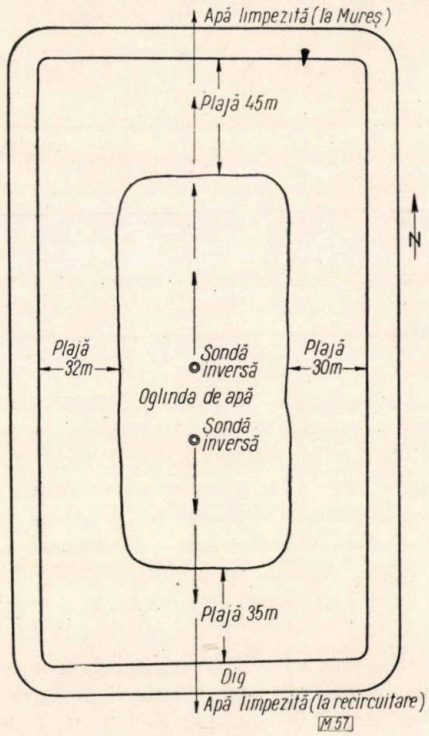


Fig. 3. Schița iazului de decantare.

Pentru a stabili modul în care se face depunerea sterilului în iaz, s-au luat probe din nisipul plajelor și s-a făcut analiza granulometrică a acestora (probele s-au luat în dreptul sondei inverse pe latura mică a iazului).

Rezultatele analizelor granulometrice a acestor probe se redau în tabela 3.

Probele au fost luate pe o adîncime de cca. 0,5 m.

Probele de apă limpezită de la sonda inversă a iazului au arătat un conținut de suspensii solide de 30—250 mg/l.

Tabela 3

Proba nr.	Distanța de la marg. digului (spre interior) m	Material			
		0,15 mm	0,15—0,074 mm	<0,074 mm	Suma
1	0	57	18	25	100
2	2	55	19	26	100
3	4	60	15	25	100
4	6	58	14	28	100
5	8	49	20	31	100
6	10	44	21	35	100
7	12	39	14	47	100
8	15	27	16	57	100
9	20	25	15	60	100
10	25	23	14	63	100
11	30	20	15	65	100
12	35	8	6	86	100
13	40	2,7	2,3	94	100
14	45	2,4	1,6	96	100
15	55	2,6	2,4	95	100
16	65	2,8	2,2	95	100
17	85	2,5	1,5	96	100

Dirijarea tulburelii, înălțarea digului și supravegherea funcționării iazului de decantare se realizează în mod obișnuit prin cca. 26—27 ore muncitor/zi.

În legătură cu exploatarea iazului de decantare, pot surveni următoarele defecțiuni mai importante :

— Înfundarea sondei inverse.

— Ruperea digului.

Înfundarea sondei inverse și chiar scoaterea acesteia din funcțiune poate să se întîmple în cazul pătrunderii în ea a diverse așchii, dopuri de lemn, frunze uscate etc. De asemenea, în cazul intrării tulburelii și depunerii suspensiilor solide pe conductă pînă la închiderea completă a secțiunii conductei. Cînd cele două cauze acționează împreună înfundarea sondei inverse se întîmplă într-un timp mult mai scurt.

Pentru evitarea acestei defecțiuni este necesar ca peste sonda inversă să se prevadă o plasă de sîrmă cu ochiurile de cca 5 mm. De asemenea, să se conducă în mod corect fluxul tehnologic al iazului de decantare prin menținerea în permanență la sonda inversă a unui strat de apă limpezită de minimum 30 cm.

Ruperea digului de nisipuri are loc, de asemenea, în cazul unei dirijări neatente a tulburelii în iaz și în cazul unei lipse în supraveghere a digului. S-a întîmplat ca presiunea tulburelii să arunce dopul de lemn (insuficient fixat) de la orificiul conductei de aducțiune a tulburelii care este montată deasupra digului. Prin orificiul deschis tulbureala a început să curgă și să spele digul creînd în taluz un șanț adînc ce a crescut mereu.

Neschimbarea la timp a punctului de deversare a tulburelii în iaz (atunci cînd sterilul a ajuns la partea superioară a digului de nisipuri) face ca tulbureala să înceapă să se scurgă peste dig și să spele taluzul săpînd în aceasta un șanț cu atît mai adînc cu cît se iau măsurile corespunzătoare mai tîrziu. Pentru a evita pagubele materiale în asemenea situații, în jurul iazurilor de decantare se lasă întotdeauna o zonă de protecție de cca. 10—20 m lățime.

În perioadele cu ger foarte mare din cursul iernilor, se întîmplă de multe ori să se închidă orificiul sondei inverse prin înghețare. Această defecțiune se poate evita printr-o supraveghere atentă și prin spargerea continuă a pojghiței de gheață la intervale de timp cît mai scurte.

Din elementele prezentate mai înainte rezultă că, în cazul uzinelor de preparare a minereurilor, problema depozitării sterilelor și a limpezirii apelor reziduale, poate fi rezolvată cu succes, utilizînd iazurile de decantare cu depunerea subacvatică a suspensiilor solide și cu evacuarea apei limpezite, prin sonde inverse amplasate în interiorul iazurilor. Aceste instalații funcționează în mod corespunzător atunci cînd sînt amplasate pe un teren care să permită formarea unor plaje suficient de late pentru a realiza o depunere a particulelor solide în stare să consolideze digul iazului.

Un alt element care trebuie avut în vedere este acela că, deși problema pare foarte simplă la prima vedere, pentru a obține rezultatele dorite trebuie să se asigure o supraveghere continuă a funcționării iazului executîndu-se toate lucrările la timp și în bune condiții. Ca și în cazul celorlalte operații de preparare și la exploatarea iazurilor de decantare este nevoie de un personal muncitor, cu experiență și mai ales cu foarte multă conștiinciozitate, de aceasta depizînd în mare măsură atingerea scopului propus.

O nouă schemă de tubaj elaborată de I.S.E.M. pentru sondele de hidrogeologie minieră

Ing. C. RUSIN

Întreprinderea de Stat pentru Explorări Miniere I.S.E.M. efectuează, în afara forajelor de prospecțiune, de referință geologică și de explorare pentru punerea în evidență a noi zăcăminte de substanțe minerale utile (țiței, gaze, cărbuni, minereuri etc.) și lucrări de cercetare hidrogeologică.

După cum se știe, lucrările de hidrogeologie minieră, constînd în executarea de probe experimentale executate în sonde special săpate, au ca scop determinarea caracteristicilor hidrodinamice ale straturilor acvifere, cantonate între straturile de cărbuni sau minereuri. În felul acesta se stabilesc posibilitățile practice de exploatare prin galerii ale acestor zăcăminte.

Procedeul de forare a sondelor de hidrogeologie și schema de tubare, folosite în prezent la aceste sonde, constau în următoarele : se carotează mecanic continuu pînă la adîncimea finală și se execută, printr-un carotaj electric, profilul electric al coloanei stratigrafice străbătută de gaura de sondă ; pe baza acestui profil, se împarte gaura de sondă în trei tronsoane (numerotate de sus în jos), care servesc ca unități de încercare la probele de hidrogeologie.

Pentru tronsonul I (superior) se lărgește gaura pînă la diametrul de 420 mm și se tubează cu o coloană de 12 3/4″ ; această coloană este întregită din burlane, dintre care, cele care corespund ca poziție cu stratele acvifere, sînt șlițuite și acoperite cu plasă de sîrmă, avînd ochiuri de dimensiunile stabilite pe baza analizei granulometrice a nisipului din formația acviferă corespunzătoare. Coloana de 12 3/4″ se cimentează în spate, pînă la suprafață, de obicei pe o înălțime de 20 m. Prin interiorul acestei coloane se fac probele, hidrogeologice, folosind pentru extragerea apei intrată din strat în sondă, pompa Mamuth.

După terminarea încercărilor pe tronsonul I se amenajează gaura pe tronsonul II, respectiv se lărgește pînă la diametrul de 300 mm, se tubează cu o coloană de 8 5/8″ (prevăzută cu burlane șlițuite și matisate cu sîrmă, plasate în dreptul stratelor acvifere din tronsonul II). Spațiul inelar dintre coloanele de 12 3/4″ și 8 5/8″ se cimentează de la sabotul coloanei de 12 3/4″ în sus. Prin coloana de 8 5/8″ se execută încercările hidrogeologice ale tronsonului II.

După terminarea probelor pe tronsonul II se trece la amenajarea tronsonului III, respectiv se lărgește gaura la diametrul de 190 mm și se introduce un leiner de 5 3/4″ (avînd capul cu aproape 15 m deasupra nivelului la care se află sabotul coloanei de 12 3/4″). Leinerul de 5 3/4″ este și el șlițuit și matisat cu sîrmă în dreptul straturilor acvifere ; el se cimentează în spate de la sabotul coloanei de 8 5/8″ în sus. Prin interiorul leinerului de 5 3/4″ se execută încercările experimentale pentru tronsonul III. După terminarea acestor probe, se face un dop de ciment, la capătul leinerului, de 5 3/4″.

Această schemă de tubaj și de încercare a straturilor acvifere prezintă o serie de dificultăți fundamentale :

— Există posibilitatea ca apa să circule în spațiul inelar (între coloană și teren), care rămîne necimentat ; aceasta face să nu se poată stabili potențialul fiecărui strat separat din tronsonul respectiv ;

— prin punerea în comunicație a straturilor străbătute de gaura de sondă și neizolarea lor, se creează pericolul de inundare a galeriilor în timpul exploatării cărbunelui ;

— sînt necesare trei coloane telescopice, ceea ce mărește considerabil cheltuielile de echipare a sondei ;

— se blochează instalația de foraj pe locație, întrucît lucrările de lărgire și tubare a găurii se execută alternativ cu probele de hidrogeologie ;

— în timpul introducerii filtrului în sondă, datorită faptului că acesta vine în contact cu pereții găurii de sondă, se poate deteriora sau înfunda cu material desprins din crusta de colmataj de pe pereți ;

— în cazul deteriorării filtrului în timpul exploatării, acesta nu se mai poate schimba ;

— nu se pot face încercări pe straturi separate ;

— nu se asigură o decolmatare perfectă a straturilor acvifere, astfel că și rezultatele obținute — în ce privește debitul acestora — nu sînt concludente.

Pentru remedierea tuturor acestor deficiențe, tov. ing. Pecici — din cadrul Serviciului Tehnica Nouă — a elaborat și a propus o nouă schemă de tubaj pentru sondele de hidrogeologie.

Această nouă schemă prevede : tubarea unei coloane unice pînă la adîncimea programată ; cimentarea în spate a coloanei pe toată lungimea sa, pînă la zi, asigurîndu-se astfel izolarea straturilor. Pentru punerea în comunicație a fiecărui strat cu gaura de sondă — în vederea probelor

hidrogeologice — se procedează la perforarea cu jet, care asigură crearea unor bune canale de aflux.

Înlăturarea viiturilor de nisip se face cu ajutorul unor filtre mobile (introduse ulterior în sondă), confecționate din burlan șlițuit, matisat cu sîrmă sau din filtru cu masă de nisip consolidat cu bachelită. Lansarea acestor filtre se face cu o garnitură de țevi sau prăjini, folosindu-se o piesă specială de legătură, montată deasupra filtrului care etanșează pe coloană și oprește migrarea în sus pe coloană a nisipului intrat în sondă.

Schema propusă de tov. ing. Pecici, în afară de faptul că înlătură deficiențele vechii scheme, asigură în plus și următoarele avantaje :

— se elimină timpul de așteptare necesar pentru șlițuirea și matisarea burlanelor care se introduceau în sondă ca atare ;

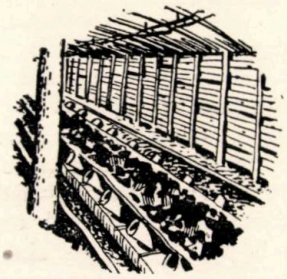
— permite executarea probelor hidrogeologice pentru fiecare strat în parte ;

— permite efectuarea oricărei operații care necesită pompări sub presiune (acidizări, injectări de substanțe tensioactive, fisurări etc.), fără a exista pericolul de deteriorare a filtrului.

Lucrările analitice efectuate au dus la concluzia că debitul maxim al straturilor este asigurat prin deschiderea acestora prin 15 focuri de jet, de 15 mm diametru, pentru pătrunderea în strat de 30 cm și la un diametru de gaură de sondă de 300 mm (coloană de 8 5/8″).

Pe baza acestor considerente s-a propus noua schemă de tubaj, la care se va folosi o coloană unică combinată de 12 3/4″ + 8 5/8″, în care se vor introduce leinere mobile de 5 3/4″, respectiv 8 5/8″, matisate cu sîrmă. Aceste coloane se vor perfora cu 15 jeturi de 15 mm diametru.

Noua schemă de tubaj, propusă de ing. Pecici Gustav, prezintă mari avantaje tehnice și economice.



A. A. AGROSKIN

Posibilitatea de lărgire a bazei cărbunilor cocsificabili

Raportul defavorabil dintre rezervele de cărbuni cocsificabili şi necocsificabili cere metode noi pentru a lărgi posibilităţile de utilizare a huilelor necocsificabile, şi chiar a cărbunelui brun, pentru a acoperi necesarul de cocs metalurgic.

În lucrare sînt luate în considerare acele metode pe care autorul le consideră drept cele mai eficace, căutînd în acelaşi timp să le clasifice şi să le ordodeze într-o schemă anumită.

Aceste metode — fie că se găsesc în stadiul studiului de laborator, fie că s-au dovedit bune în practică — sînt menţionate, descrise, fiind arătate rezultatele obţinute.

Lucrarea a fost împărţită în mai multe capitole, şi anume :

Clasificarea procedeelor pentru lărgirea plafonului cărbunilor cocsificabili

Clasificarea s-a bazat pe asemănarea anumitor indici tehnologici şi procedeele s-au împărţit în două grupe, şi anume în grupa fără pretratare termică a cărbunelui înainte de cocsificare şi în grupa cu pretratare termică. Aceste grupe s-au împărţit la rîndul lor în patru subgrupe. Toată această împărţire se poate vedea dintr-o tabelă publicată în text.

Schimbarea condiţiunilor de cocsificare

În acest capitol se tratează schimbarea vitezei de cocsificare şi cocsificarea sub presiune. Prin mărirea vitezei de cocsificare s-a observat o îmbunătăţire a capacităţii de aglutinare, precum şi o scădere a temperaturii de înmuiere, deci, îmbunătăţirea rezistenţei cocsului din cărbunii care nu se pretează la cocsificare. Se descriu două procedee, şi anume : procedeul B.T., care foloseşte îmbunătăţirea proprietăţilor plastice ale cărbunelui prin mărirea vitezei de încălzire obţinută prin folosirea pereţilor de oţel la camere şi procedeul de cocsificare, cu viteza de încălzire progresivă, prin menţinerea la începutul procesului de cocsificare a unei temperaturi mai scăzute şi apoi mărirea ei către finele procesului, dînd posibilitatea de îmbunătăţire a calităţii cocsului, fără influenţarea capacităţii cuptorului.

O îmbunătăţire a calităţii cocsului este posibilă şi prin cocsificarea sub presiune. Se arată diferite încercări făcute de diferiţi cercetători, cu rezultate bune.

Amestecul de adaosuri

Dintre adaosurile care măresc capacitatea de cocsificare a cărbunelui, acelea care disociază hidrogenul ocupă o poziţie deosebită, de exemplu gudronul şi asfaltul de huilă, asfaltul de cărbune brut, diferite rămăşiţe din prelucrarea petrolului. Sînt arătate influenţele acestora asupra fenomenului de aglutinare la cărbunii care nu cocsifică şi rezultatele favorabile obţinute de diferiţi cercetători care au folosit aceste adaosuri.

Degresanţii cei mai uzuali pentru adaosuri sînt : cărbunele brun, cocsul rezultat din distilarea cărbunelui brun, cocsul din turbă şi minereul de fier. Sînt arătate cercetările şi experienţele făcute în diferite ţări cu amestecul diferiţilor degresanţi în diferite proporţii şi rezultatele obţinute în special în U.R.S.S. în R.P.F. Iugoslavia şi în R.S. Cehoslovacă — prin introducerea în amestec a cărbunelui brun în diferite proporţii, cărbune brun cu un conţinut mic de cenuşă şi sulf, bine măcinat şi amestecat cu multă grijă. De asemenea, din cercetările făcute în U.R.S.S. s-a dovedit că prin amestecul cu cocs din distilarea cărbunelui brun, dintr-o distilare care diferă întrucîtva de o distilare normală, s-a obţinut un cocs metalurgic bun şi cu o rezistenţă la presiune bună, cum este cazul cu cocsul obţinut din cărbunii din bazinul Donеţului şi cărbunii siberieni. S-a putut constata că pentru cocsificarea cărbunilor mai puternic incarbonizaţi este mai avantajoasă utilizarea unui cocs rezultat din distilarea la joasă temperatură, cu materii volatile mai multe, şi pentru huilele tinere a unui cocs cu materii volatile mai puţine. Cercetările făcute în U.R.S.S. au arătat, de asemenea, că se poate utiliza, ca mijloc de degresare, în bune condiţii şi cu bune rezultate, cocsul din turbă. Se arată apoi că procedeul amestecului de cocs cu minereu de fier, apărut în Rusia în anul 1905, a fost extins în ţările cu o puternică industrie siderurgică. Se atrage atenţia asupra progreselor realizate pînă în prezent, precum şi asupra importanţei din ce în ce mai mari pe care o va avea acest amestec, pentru faptul că pe lîngă alte avantaje, oferă şi posibilitatea de a aglomera astfel minereurile mărunte, mai ales că aceste minereuri trebuie îmbogăţite, deci concentrate, proces care cere o sfărîmare cît mai fină a lor.

Transformarea procesului tehnologic al preparării cărbunelui

Fazele procesului tehnologic al preparării cărbunelui, prezentate în text, sînt : îmbunătăţirea uniformităţii cărbunilor, mărirea greutăţii de afînare a cărbunelui şi pregătirea cărbunelui prin măcinare.

Îmbunătăţirea uniformităţii cărbunelui. Aici se arată rezultatele cercetărilor făcute în acest scop în diferite ţări, din care reiese importanţa uniformităţii calităţii cărbunelui asupra oscilaţiilor mai strînse în conţinutul de cenuşă şi sulf al cărbunilor, precum şi măsurile şi instalaţiile necesare pentru a se evita posibilităţile de separare a cărbunilor uniformizaţi.

Greutatea de afînare a cărbunilor. După cum se ştie, această greutate joacă un rol foarte important în calitatea cocsului, deoarece îmbunătăţeşte proprietăţile de cocsificare, în special de afînare care astăzi constituie o problemă acută. În text sînt arătate cercetările făcute de diferiţi cercetători, asupra procedeelor mai uzuale pentru ridicarea greutăţii de afînare, şi anume : procedeul mecanic, amestecul cărbu-

nelui cu lichide organice uleioase (Agroskin), amestecul oxidului de calciu în cărbune.

Se analizează procedeele mecanice întrebuinţate în exploatare la umplerea camerelor prin cădere, arătîndu-se rezultatele obţinute de diferiţi cercetători din diferite ţări în această chestiune. Din aceste cercetări rezultă că greutatea de afînare este dependentă de mai mulţi factori, care sînt arătaţi în text.

Comprimarea cea mai mare se obţine prin batere, operaţie prin care calitatea cocsului s-a îmbunătăţit mult şi, în special, în ceea ce priveşte cantitatea de mărunt rezultată la cocsificare şi rezistenţa la presiune a cocsului. Cu toate aceste avantaje, această metodă nu a fost generalizată în U.R.S.S., din următoarele cauze :

a) cărbunii existenţi pentru cocsificare au produs un cocs bun, chiar fără comprimare ;

b) costul şi spaţiul necesar pentru instalaţia de comprimare sînt prea mari ;

c) factorul de utilizare k pentru volumul util al camerei este relativ mic.

Mărirea greutăţii de umplere a camerelor prin amestecul cărbunelui mărunt cu brichete se găseşte în stadiul încercărilor.

Adăugarea unei mici cantităţi de hidrocarburi lichide cărbunelui umed, îi măreşte greutatea de afînare, după cum s-a dovedit prin încercările făcute într-o cocserie din Kuznețk, unde — prin adăugarea unei cantităţi foarte mici de kerosin cărbunelui folosit — s-a obţinut o mărire a greutăţii de afînare.

Amestecul de oxid de calciu în cărbune. Din cercetările făcute a rezultat că amestecul de oxid de calciu măreşte greutatea de afînare a cărbunelui prin absorbirea apei fixate la suprafaţa cărbunelui, apă care micşorează această greutate. Aceste încercări tehnice, cu adăugarea de oxid de calciu, au fost făcute pe scară mare în Combinatul siderurgic „Magnitogorsk", unde s-a obţinut o mărire a greutăţii de afînare. Oxidul de calciu s-a dovedit a fi şi un bun degresant pentru huilele cu multe materii volatile.

Prepararea cărbunelui prin măcinare. În mod obişnuit, cocsul variază relativ mult din punctul de vedere al calităţii, fapt care în cele din urmă se datorează neomogenităţii granulaţiei cărbunelui utilizat. Această omogenitate, se obţine prin măcinare. O măcinare simplă însă nu rezolvă problema, din cauza diferenţelor de duritate ale diferiţilor componenţi petrografici ai cărbunelui. În legătură cu aceasta s-au dezvoltat noi procedee pentru prepararea cărbunilor, care se bazează fie pe o măcinare selectivă, fie pe o clasare petrografică. Din cercetările făcute în cocseriile sovietice şi arătate în text, rezultă că măcinarea fină este corespunzătoare cărbunilor neclasaţi şi foarte diferiţi din punct de vedere petrografic, din bazinele Kuznețk şi Karaganda. Metoda nu se poate aplica întocmai, ci ea trebuie rezolvată de la caz la caz, prin cercetări amănunţite petrografice şi tehnice, din punctul de vedere al cocsificării. De asemenea, s-a dovedit de curînd că o granulaţie prea fină are o influenţă negativă asupra procesului cocsificării şi asupra calităţii cocsului.

Clasarea selectivă a cărbunelui. Această metodă este cunoscută sub numele de metoda „SOVAKÔV", prin care întreaga cantitate de cărbune, sau în parte pentru fiecare fel de cărbune, după capacitatea de cocsificare sau după compunerea lui petrografică, este descompusă într-una sau mai multe granulaţii prin ciuruiri intermediare. Se arată, în cîteva schiţe, diferitele variante ale metodei şi se discută rezultatele obţinute prin aceste variante, ţinînd seamă de proprietăţile şi compunerea diferiţilor cărbuni. De asemenea, se arată diferitele rezultate obţinute de diferiţi cercetători din U.R.S.S. cu cărbuni din bazinele Kuznețk şi din bazinele Siberiei.

În ultimul timp, în urma cercetărilor făcute şi în urma rezultatelor favorabile obţinute, a fost introdusă clasarea bazată pe proprietăţile petrografice ale cărbunilor, precum şi prin utilizarea concentrării prin flotaţie. Se arată că prin flotarea şlamului şi prafului de cărbune se ridică proprietăţile de cocsificare ale cărbunelui spălat şi deci posibilitatea să se mărească rezervele de cărbune cocsificabil.

Brichetarea cărbunelui înainte de cocsificare

Se arată cele două procedee, şi anume : brichetarea fără liant-cocsificare şi brichetarea cu liant-cocsificare. De mai multe ori, în trecut, s-a încercat să se facă din cărbune necocsificabil brichete rezistente la temperaturi înalte. Rezultatele însă au fost, de cele mai multe ori nemulţumitoare. În ultimul timp, încercările făcute în R.D.G. şi în R.S.C. cu diferiţi cărbuni bruni au dat rezultate satisfăcătoare, ţinînd seamă de o anumită granulaţie, conţinut de apă, presiune şi temperatură de cocsificare.

Brichetarea cu liant a rămas în mod practic restrînsă la huile, în care scop au fost preferaţi atît cărbunii de gaz şi cu flacără, cărbunii săraci în materii volatile, precum şi antracitul. Sînt arătate încercări făcute în diferite ţări pentru a se determina liantul cel mai adecvat, cantitatea optimă de liant, forţa de presare şi temperatura de distilare optime. S-a constatat că liantul cel mai potrivit este acela care se contractă cel mai mult pe timpul cocsificării, pentru că prin aceasta densitatea brichetei se măreşte mult. În U.R.S.S. s-au făcut încercări cu huilele din Irkuțk.

În text este arătat mai amănunţit procedeul NFC (National Fuels Corporation), care se bazează pe faptul că, principial, capacitatea de cocsificare a cărbunilor utilizaţi este la început redusă printr-o oxidare artificială la anumit grad, pentru ca posibilitatea de cocsificare a diferiţilor cărbuni să fie adusă la o valoare optimă constantă, apoi cărbunelui i se adaugă un liant, se brichetează şi se cocsifică în anumite condiţii determinate exact. Se face o descriere sumară a instalaţiei şi a procesului ce are loc la cocsificarea brichetelor.

De asemenea, se descrie pe scurt procedeul Iensen (brichetarea cu liant şi cocsificarea în cuptoare electrice), se arată o schemă a cuptorului electric şi procedeul utilizat. La acest procedeu au fost utilizaţi şi cărbuni de Spitzberg.

Brichetarea amestecului cărbune-minereu cu liant şi cocsificarea

Acest procedeu dă un cocs care se compune din magnetită şi cocs din distilarea la joasă temperatură. Se expune procedeul lui Weber bazat pe brichetarea huilelor necocsificabile cu o leşie de sulfit şi minereu fin măcinat, descriindu-se pe scurt procedeul şi arătîndu-se o schemă a instalaţiei. În U.R.S.S. În ultimul timp, s-a încercat un procedeu chimic catalitic de granulare a minereului de fier şi a prafului de cocs.

Preîncălzirea cărbunelui înainte de cocsificare

O preîncălzire rapidă a cărbunelui poate să-i mărească capacitatea de cocsificare, din care rezultă o îmbunătăţire a calităţii cocsului. Sînt arătate rezultatele obţinute prin utilizarea acestei preîncălziri rapide de diferiţi cercetători sovietici (rezistenţa structurală a cocsului, mărirea greutăţii de afînare faţă de cărbunele nepreîncălzit şi scăderea necesităţii încălzirii cuptoarelor de cocs). Sînt totuşi unele greutăţi în instalaţiile de preîncălzire, care trebuie rezolvate.

Încălzire rapidă — brichetare în stare plastică — postîncălzire. Este cunoscut faptul că plasticitatea cărbunelui creşte cu ridicarea temperaturii şi în ace-

lași ritm se micșorează forța de presare, forță care la temperatura normală, tehnic nu poate fi realizată. Rezultatele cercetării făcute de diferiți cercetători asupra acestui procedeu sînt diferite, practicabile fiind metoda sovietică Sapojnikov și metoda americană Coal-Logs. Metoda Sapojnikov necesită o încălzire cît mai rapidă a cărbunelui pînă la înmuiere pentru a se menține capacitatea de aglutinare, iar cocsul rezultat trebuie încălzit încet pentru a se evita fisurarea. Metoda are cinci trepte pentru cărbunii necocsificabili. Se face o scurtă descriere a metodei și se arată condițiile în care trebuie să aibă loc procesul pentru a se obține un rezultat bun. Prin încercările făcute la instalația de încercări a Institutului pentru combustibil fosil (I.G.I.) s-a ajuns să se obțină un cocs foarte rezistent din cărbunii de gaz și cu flacără, indiferent dacă proveneau din bazinul Donețului, Kuznețk sau alte bazine.

Metoda Coal-Logs este o metodă de cocsificare prin două trepte, pentru producerea cocsului din cărbunele care nu cocsifică și are multe materii volatile. Se face o descriere sumară a instalației și a mersului procesului de cocsificare.

De asemenea, se mai descriu două metode care se deosebesc de cele arătate mai sus, bazate pe rezultatele experiențelor făcute la Institutul englez de cercetare a cărbunelui, după care punctul de înmuiere al unui cărbune scade pe măsură ce se adaugă smoală ca mijloc de fluidizare.

Pretratări termice — brichetare — cocsificare

Din cercetările făcute, prin întrebuințarea acestui procedeu a rezultat că în pretratarea termică a cărbunelui joacă un rol important alegerea temperaturii finale a treptei întîi, căci cu cît descompunerea termică se face la o temperatură mai joasă, cu atît cocsul devine mai tîrziu mai dur.

Brichetarea la o temperatură ridicată — cocsificarea. La îmbunătățirea calității brichetei din cocs, un rol deosebit îl joacă temperatura la presare. Din cercetările făcute referitoare la producerea cocsului din turbă, la Institutul siderurgic din Moscova s-a constatat că proprietățile mecanice ale brichetei din turbă sînt direct proporționale cu temperatura la presare. După datele aceluiași Institut s-a putut obține un cocs foarte dur prin brichetarea la o temperatură ridicată a cărbunelui brun din Extremul Orient.

Distilare — adăugare de liant și cărbune cocsificabil — brichetare — cocsificare. Din procedeele bazate pe această schemă cu mai multe trepte sînt arătate: procedeul Didier, procedeul Institutului japonez de cercetări al cărbunelui și procedeul ICPHV utilizat în R.P. Polonă. Se face o descriere sumară a acestor procedee și o schemă a instalațiilor, arătîndu-se pe scurt rezultatele obținute. În urma rezultatelor obținute cu procedeul ICPHV s-a început construirea unei mari cocserii.

Cocsificare — brichetare cu liant — brichetare cocsificare. Pe baza acestui principiu s-au dezvoltat mai multe studii și cercetări care sînt enumerate sumar în text, precum și rezultatele obținute. Printre aceste încercări este citată o încercare făcută în R.P.R.

Considerînd importanța problemei, comisia economică europeană a format o grupă de studiu, care trebuie să se ocupe cu metodele de cocsificare cu mai multe trepte, metode care se deosebesc mult de procedeul clasic.

Al II-lea Congres Internațional Minier „Creșterea rentabilității în industria minieră"

Praga, 15—20 mai 1961

NOI METODE DE LUCRU IN INDUSTRIA MINIERA

I/1. Bihl N.: Tendințele actuale în exploatarea cărbunilor în bazinul Lorenei.

Producția anuală de 15 milioane tone a bazinului carbonifer al Lorenei, grizutos și acvifer, se realizează 40% din strate cu înclinări de pînă la 30°; 20% din strate cu înclinări de 30—60° și 40% din strate cu înclinări de peste 60°. Stratele cu grosimi de 0,8—14 m au acoperișul format din roci slabe (șist moale sau conglomerat grosier), culcușul moale, cărbunii avînd un grad mare de tărie.

In ce privește exploatarea zăcămintelor de mică înclinare (0—30°), sînt obișnuite abatajele frontale lungi, tăierea prin pușcare și havare fiind înlocuită de tăierea cu combine rapide cu mai multe brațe, cu viteze de 6 m/minut și puteri de 100 kW, prevăzute cu havaj hidraulic autoreglabil, iar în strate mai groase se încearcă tăierea cu două combine cu tamburi, suprapuse. Susținerea se face cu cadre păsitoare grele cu forța de prestrîngere și rezistența dublă față de tipurile clasice (tipurile Perlor și Sagem Princesse).

La înclinări mari (peste 60°) metoda Merlebach de tăiere cu explozivi, evacuare cu scocuri oscilante și benzi, cu rambleiere hidraulică se menține și în prezent. Menținînd ideea exploatării în felii orizontale și rambleiere hidraulică (contra focurilor) se caută să se realizeze un ritm mai viu de exploatare fie prin crearea mai multor abataje într-o felie, fie mărind înălțimea feliei și viteza de avansare a abatajului. Rambleierea se efectuează cu șist de spălătorie. În prezent se experimentează tăierea cu o combină teleghidată ce coboară pe linia de cea mai mare pantă, realizînd 130 t pe abataj și schimb, cu o productivitate pe sector de 7,5 t/post. Pentru stratele subțiri și izolate se experimentează două metode, cu evacuarea cărbunelui prin pîlnii și cu prăbușire.

La înclinări medii (30—60°) se aplică o metodă cu abataj frontal ascendent și rambleiere hidraulică și cea cu exploatare în felii orizontale cu frontul în dinți de fierăstrău, cu susținere în lemn.

Toate aceste modernizări a căror aplicare este îngreunată de condițiile dificile de zăcămînt, au permis totuși realizarea unei productivități pe subteran medie pe întregul bazin de 2,75 t/post.

I/2. M. Borecki și J. Zyzak: Tehnica și tehnologia nouă în industria carboniferă a R. P. Polone și aspectele economice.

Necesitatea sporirii producției de cărbune de la 105,5 milioane tone în 1961 la 113,6 milioane tone în 1965 a impus modernizarea exploatărilor carbonifere, acțiune care s-a

început cu aplicarea unor măsuri de concentrare a producției, ajungîndu-se ca întreaga producție să fie realizată în 80 de exploatări. Datorită mecanizării abatajelor și sporirii încărcăturii acestora, precum și cercetărilor în domeniul modernizării continue a producției, în ultimii trei ani productivitatea în subteran a crescut de la 1 619 la 1 800 kg/post. Prin abatajele cu front lung din stratele groase se realizează 60% din producție, ajungîndu-se la viteze de avansare a abatajului de 2,4 m/zi. Factorul hotărîtor care a asigurat realizarea producției printr-o organizare policiclică este introducerea troliilor hidraulice în construcția havezelor și combinelor și care au permis sporirea vitezei de tăiere a acestora. Un abataj prevăzut cu combină și dotat cu susținere mecanizată, face posibilă obținerea dintr-un strat de 1,5 m grosime a unei producții maxime de 1 840 tone/zi cu o productivitate în abataj de 28,9 tone/post, permițînd realizarea unei productivități pe sector de 18,5 tone/post.

Abatajele frontale dotate cu mecanisme diferite de încărcare și tăiere realizează indicii din tabelă.

	Abataj cu		Încărcător Shearer
	Haveze	Combine	
Productivitatea în abataj t/post	4,599	6,599	10,416
Preț de cost în abataj zloți/tonă	56,66	56,60	40,25
Avansare, m/zi	1,15	1,25	1,90
Producție, t/zi	250	262	442

Electrificarea minelor de cărbuni a atins 54,8% din puterea totală instalată în subteran (exclusiv evacuarea apelor și transport cu locomotiva) ceea ce reprezintă 3,32 kW/om și post. Existența acestui grad important de electrificare permite trecerea la automatizarea transportului continuu, transportului cu locomotive, extracției pe puț și spălării cărbunilor, urmînd ca în a doua etapă să fie automatizate instalațiile ce necesită manoperă puțină ca instalațiile de evacuarea apelor, stații de aeraj, compresoare etc. Principiul fundamental constă în prezent în automatizarea sectorului de exploatare ca o unitate autonomă din punct de vedere economic, care cuprinde în afară de transport și evacuarea apei, controlul funcționării mașinilor, telecomunicațiile și semnalizare, controlul automat al stării de izolare a rețelei electrice în legătură cu blocarea circuitelor defecte. Punctele de dispecer din sector sînt cuplate cu punctele de dispecer de la suprafață.

I/3. M. Clement: **O nouă metodă de exploatare a stratelor groase în Franța.**

La exploatarea unui strat de antracit cu grosimi de 1—40 m și înclinări de 80—90° avînd în acoperiș gresii rezistente, iar în culcuș șist negrizutos și fără pericol de preexploziv s-a trecut de la exploatarea în felii orizontale cu grosimi de 3 m cu rambleiere hidraulică la o nouă metodă de exploatare cu prăbușire.

Galeriile de orizont direcționale se sapă în acoperișul zăcămîntului din care la intervale regulate se sapă suitori cu înclinare de 25° pînă la culcușul zăcămîntului și apoi pe culcuș pînă la lucrările vechi. Din acești suitori se sapă galerii secundare pe toată grosimea zăcămîntului, distanțate la 5 m una din alta în așa fel încît între ele se formează un pilier de cărbune cu o lățime de trei metri. Distanța dintre suitori la 25° se alege în funcție de înclinarea zăcămîntului astfel încît înălțimea unui pilier de cărbune să fie de 6—7 m. Acești pilieri sînt exploatați succesiv prin pușcare cu găuri plasate în evantai. Prin adaptarea unui transport cu vagonete tractate de trolii și locomotive cu acumulatori și prin injectarea de apă sub presiune de 120 kg/cm² în masiv, metoda a asigurat o productivitate a muncii pe mină de 1,96 t/post și în abataj de 10 tone/post, cu un consum de lemn de mină de 28 m³/1 000 tone.

I/4. Ministerul Industriei Carbonifere din R.P.Chineză: **Exploatarea unui strat de mare grosime prin felii pe înclinare cu abataje în V și rambleiere hidraulică.**

In bazinul carbonifer de la Fushun grosimea stratului variază de la 3 la 130 m, acoperișul fiind reprezentat în general prin șisturi bituminoase, iar culcușul prin tufuri. Înclinarea medie este de 30°, iar zăcămîntul este considerat ca fiind foarte grizutos.

Stratul se împarte pe mai multe felii pe înclinare în funcție de clivajul natural al stratului și care se exploatează descendent. Fiecare felie pe înclinare astfel determinată de condițiile naturale, se împarte în felii mai subțiri, tot pe înclinare, avînd grosimi de 2—2,4 m, care se exploatează ascendent.

Tăierea în abataje cu lungimi de 80—100 m se efectuează cu ajutorul explozivilor, iar transportul — cu benzi cu raclete și susținere cu lemn. In primele două schimburi zilnice se realizează producția iar în cel de-al treilea — rambleierea hidraulică. Avansarea medie lunară a abatajelor este de 54 m, productivitatea realizată în abataj fiind de 4,16 tone/post.

I/5. Ministerul Industriei Carbonifere din R.P.Chineză: **Practica cimentării prealabile la săparea unui puț la mina Hsuechuen din bazinul Fengfeng.**

Puțul cu un diametru de 5 m urma să traverseze o serie de formațiuni aurifere din care cea mai importantă se găsea la 20 m de la suprafață și care ar fi dat o viitură de apă de 275 m³/oră. Față de cimentarea realizată din frontul de săpare al puțului, cimentarea de la suprafață permite realizarea izolării formațiunilor acvifere înainte de începerea săpării și continuarea ei în cursul săpării fără a reduce ritmul de săpare ceea ce este asigurat și de faptul că cimentul are timp suficient pentru a face priză.

I/6. J. Souki. **Exploatarea cărbunilor sub ocean în Japonia.**

In apropierea litoralului japonez există o serie de bazine carbonifere submarine ca: bazinul Kushira la Hokkeido, bazinele Yobon și Ubé la Honshu etc., cu o rezervă totală de 3 728 milioane tone de cărbuni. Producția obținută în astfel de bazine va depăși în viitor 10% din producția totală de cărbuni care în 1959 a fost de circa 48 milioane tone/an.

Exploatarea acestor zăcăminte pune o serie de probleme în ceea ce privește explorarea și exploatarea, în special condițiile de microclimat și transport. Ca lucrări de explorare se practică metodele seismice și foraje submarine. In bazinul Sakito, exploatarea la 80—100 m sub fundul oceanului se efectuează cu abataje frontale rambleiate pneumatic, iar în bazinul Ubé exploatarea se realizează la 50 m sub fundul oceanului.

In prezent dezvoltarea exploatărilor și aerajul devin din ce în ce mai greu de realizat. Una din soluții constă în construirea unor insule artificiale în ocean. In bazinul Miike s-a construit o astfel de insulă numai pentru a plasa un puț de aeraj iar la mina Arlake insula servește pentru platforma unui puț de extracție și aeraj.

I/7. Ministerul Industriei Carbonifere din R.P.Chineză: **Practica construirii rapide a minei nr. 7 în bazinul Pintingshan.**

Mina nr 7 cu o capacitate de producție de 900 000 tone/an, deschisă prin puțuri, a fost construită în 20 de luni — termen record. Acest record a fost posibil datorită conducerii de către Partid a lucrărilor și a întrecerii socialiste care a cuprins pe toți muncitorii.

Schemele de organizare erau în așa fel întocmite încît cele trei grupe de construcție: construcții subterane, construcții la suprafață și montaje erau strîns legate, diferitele operații fiind realizate simultan. Partea superioară

a puțurilor ce traversau nisipuri mișcătoare a fost întărită prin beton turnat succesiv pe loc în cofraje metalice, iar gulerul puțului a fost construit din inele de beton de 0,5 m înălțime, simplificîndu-se astfel schema de lucru. În timpul săpării galeriilor de transport s-au săpat simultan suitorii de aeraj în strat, în ambele aripi, în scopul ușurării amenajării rapide a sectoarelor pentru exploatare. În timpul săpării rampelor și galeriilor principale s-a inițiat și săparea galeriilor transversale spre strat, și a camerelor de încărcare a schipurilor.

I/8. Elekes A.: Aplicarea tehnicii noi în industria carboniferă a R.P. Ungare.

Autorul arată că sporirea producției și reducerea cheltuielilor de exploatare a cărbunelui în scopul asigurării concurenței altor surse de energie și mecanizarea muncilor grele din subteran se pot realiza numai prin aplicarea tehnicii noi.

La săparea galeriilor folosirea combinei F—4 a permis la un profil de 6,2 m² realizarea unor viteze de 657,3 m/luni cu productivități de 1 m/post, în acest mod realizîndu-se pînă în prezent 400 km galerii. Aceeași combină a realizat în abataj, productivități de 40 tone/post.

Mecanizarea tăierii în abataj simultan cu adaptarea unei susțineri metalice corespunzătoare a permis realizarea unor viteze de avansare a abatajelor de 1,7 m/zi. Modernizarea rambleierii prin adoptarea rambleajului hidraulic a permis reducerea cheltuielilor la acest capitol la 3—8% din prețul de cost al cărbunelui. Rambleierea hidraulică cu nisip, folosirea pompelor de tulbureală și clarificarea apelor permițînd sporirea distanței de transport a rambleului la 5—6 km. În prezent se trece la folosirea ca rambleu a zgurii și a cenușii de la cazanele de abur iar la unele mine se folosește loessul a cărui viteză de sedimentare este sporită prin adăugarea de reactivi chimici.

I/9. Gilmaire P.: Mecanizarea săpării puțurilor.

Necesitatea punerii rapide în exploatare a zăcămintelor de uraniu din Franța a condus la efectuarea unor studii asupra posibilităților de mecanizare a săpării puțurilor dreptunghiulare (6×3,2 m).

Astfel pentru mecanizarea încărcării se folosește greiferul Crydermen cu capacitate de 250 litri și care în circa 6 ore poate încărca 52 t material în chibile de 1 500 litri. Pentru mecanizarea perforării găurilor de mină se folosește instalația Forefon ce constă dintr-o platformă sub care se deplasează două cărucioare la care sînt prinse cîte trei perforatoare pe împingătoare, întregul ansamblu fiind suspendat în puț. Operația de perforare inclusiv operațiile auxiliare și forarea a 123 m gaură durează 2 ore și jumătate. Folosirea acestor două instalații a permis realizarea unei productivități a muncii de 3,07 m³/post.

I/10. Hobauer și Sebor G.: Procedee chimice de prevenire și stingere a focurilor de mină în R.S. Cehoslovacă.

Pierderile de cărbuni datorate focurilor subterane reprezintă 3—5% din rezerva totală de cărbune, iar combaterea extinderii acestor focuri conduce la pierderi economice suplimentare datorită în primul rînd reducerii capacității de producție a minei în momentul apariției unui foc.

Centrul de cercetări al minelor din Kladno a elaborat în cursul ultimilor ani o serie de procedee eficace de prevenire și combatere a focurilor folosind atît proprietățile de inhibiție a unor substanțe cît și cunoașterea proprietăților chimice a unor plastomeri.

Prevenirea focurilor de mină cu ajutorul inhibitorilor constă în injectarea prin găuri adînci în zonele amenințate de foc a unor inhibitori și a argilei plastice și în stropirea pereților de cărbune, măsuri aplicate în bazinul Kladno în scop de prevenire a propagării exploziilor de praf de cărbune.

În galeriile dotate cu benzi transportoare protecția contra focurilor este realizată prin pulverizarea unor substanțe antipirogene, acest procedeu putînd fi aplicat și în substațiile de transformare.

Pentru stingerea focurilor exogene se practică de asemenea pulverizarea de substanțe antipirogene care formează un strat coerent gelatinos care acoperă focul, scade temperatura acestuia și împiedică accesul oxigenului. Același sistem de combatere se poate aplica și în cazul extinderii focului în curentul de aeraj.

Prevenirea aprinderii susținerii se face prin aplicarea unei paste cu plasticitate, constantă, iar pentru etanșare se pulverizează latex neinflamabil de cauciuc sintetic coagulat cu un precipitat corespunzător. În acest mod se obține o izolare ermetică nu numai a susținerii definitive dar și a rocii care de obicei constituie o sursă de scăpări de aer.

Același procedeu aplicat pe o pînză metalică suspendată în galerie permite realizarea rapidă a unui dig. Pînza metalică poate fi înlocuită printr-o rețea din fire de polivinil sau poliamide.

I/11. Hochstetter C. (Austria): Noi metode rapide de săpare a galeriilor.

Adaptarea exploatării în retragere a cîmpurilor de mine, extinderea mecanizării abatajelor și necesitatea reducerii cheltuielilor la capitolul salarii impun în ultimul timp sporirea vitezii de săpare a galeriilor. Măsurile concrete luate în ultimii ani dau dreptul de a considera că într-un viitor apropiat să se poată atinge o completă mecanizare a săpării și o productivitate ridicată chiar în roci tari și semitari.

Sporirea vitezei de săpare a galeriilor este mai mult o problemă de raționalizare decît de mecanizare totală, deoarece folosirea din plin a unor mașini grele și costisitoare nu este asigurată întotdeauna. Uneori o mașină cu gabarit redus de săpare, poate fi mai economică chiar dacă nu realizează productivități record, deoarece ea ușurează și reduce volumul de muncă manuală. Pe de altă parte chiar mașinile de mare randament nu pot fi exploatate din plin decît dacă operații ca: încărcarea, transportul și susținerea sînt accelerate și dacă îmbunătățesc în același timp aerajul și organizarea muncii.

În ceea ce privește săparea cu ajutorul explozivilor, folosirea unor găuri lungi de mină și a pușcării cu microîntîrziere a permis realizări deosebite în ultimii ani. Pentru încărcare și transport, există mașini capabile de mari performanțe, dar care trebuie totuși încă perfecționate și în special adaptate la secțiunile uzuale de galerii.

I/12. Chardon P.: Exploatarea unui zăcămînt de uraniu prin felii ascendente și rambleiere hidraulică.

Zăcămîntul uranifer de la Forez este format din mai multe filoane cu grosimi de 1—10 m și înclinări de 70—80°. Începînd din 1960 minereul sfărîmat este trimis sub formă de tulbureală la o uzină chimică care tot hidraulic retrimite la mină sterilul acesta formînd un material ideal pentru rambleiere hidraulică. Stocarea rambleului nu se face sub formă de tulbureală menținută în permanentă agitație ceea ce conduce la consumuri importante de energie electrică, ci prin stocare în silozuri a sterilului și reluarea acestuia din siloz prin injectare de apă printr-o țeavă perforată asigurîndu-se astfel o densitate constantă de 1.6—1,65 sau 61—65% solid în greutate în tulbureală. Conducta de transport a rambleului are un diametru de 90 mm prin care, la densitatea citată, se asigură o capacitate de rambleiere de 42 m³/oră.

I/13. Manfred A. K.: Metoda de exploatare prin găuri lungi descendente la minele de minereuri complexe din Styria. (Austria).

Dintr-o galerie transversală în zăcămînt se forează găuri lungi de 22 m descendent la un unghi de 70°. După pușcare, minereul se evacuează prin greutate proprie, și datorită faptului că înclinarea este mai mare decît taluzul rambleului nu se produce nici o diluare a minereului cu rambleu, acesta plasîndu-se cu un anumit decalaj. Trans-

portul rambleului se face cu vagonete-navetă. Forarea găurilor se face cu un cărucior de perforare cu suporți Atlas-Copco și perforatoare Böhler, sfredelele fiind de tip Coromant.

Metoda permite concentrarea producției, deoarece operațiile de perforare, încărcare și rambleiere se pot executa simultan și prezintă o siguranță mărită, întrucît minerii nu pătrund în abatajul propriu-zis. Ca alte avantaje se citează: lipsa de susținere în abataj și faptul că nu se mai lasă pilieri între panouri. Ca neajunsuri se citează: necesitatea rambleierii complete a abatajelor și a săpării galeriilor transversale în zăcămînt pentru fiecare serie de găuri și uneori pierderi de minereu în cazul în care forma zăcămîntului nu se menține constantă. De remarcat este faptul că metoda permite obținerea unei productivități de 50—55 t/post în abataj.

I/14. Meleșkin S. M.: **Perfecționarea exploatării subterane a zăcămintelor de fier din U.R.S.S.**

Producția actuală de minereu de fier reprezintă 25% din producția mondială depășind în 1965 producția Statelor Unite cu 50—100%. Cea mai mare parte (70%) se va realiza în anul 1965 din exploatări la zi.

În ceea ce privește exploatarea în subteran, în general deschiderea se face printr-un puț central și două la extremitățile cîmpului minier pentru aeraj. Puțurile marilor mine au în plus un compartiment pentru ascensorul de control a stării puțului și un compartiment de adîncire. Mina S. M. Kirov, cea mai mare exploatare subterană de minereuri de fier este deschisă prin două planuri înclinate ce ajung la adîncimea de 1 000 m și pe care transportul minereului se efectuează cu benzi transportoare de 2 m lățime.

Pentru a asigura o mai bună desfășurare a transportului subteran se preferă executarea unor galerii gemene în locul unei galerii cu profil dublu. Orizonturile principale se plasează la intervale de 140—160 m iar între ele se trasează orizonturile intermediare. În general ca metodă de exploatare se aplică cele cu camere cu înmagazinare și pușcare în masă.

Transportul se realizează în prezent cu vagonete de 10 tone, tinzîndu-se spre introducerea celor de 20—25 tone și a locomotivelor electrice cu troleu avînd greutatea de 25—35 tone. Uneori transportul se efectuează cu benzi transportoare special concepute pentru transportul minereului în bulgări.

În scopul unei sporiri a gradului de valorificare a minereului în cadrul planului septenal se vor construi în Krivoirog două uzine de preparare a minereurilor, avînd o capacitate de prelucrare de peste 50 milioane tone/an.

I/15. Sudoplatov A. P.: **Mijloacele de perfecționare a tehnologiei exploatării subterane a zăcămintelor de cărbuni din U.R.S.S.**

În prezent industria carboniferă a U.R.S.S. asigură complet nevoile de cărbuni ale economiei naționale și ca atare preocuparea principală în prezent este de a spori productivitatea muncii și de a crea condiții de lucru cît mai ușoare, minerilor. Trebuie rezolvate o serie de probleme noi ca: reorganizarea structurală a bilanțului de combustibili al țării, reducerea considerabilă a duratei zilei de muncă pentru mineri și revizuirea concepției asupra pierderilor admisibile de cărbune în subteran.

În scopul măririi productivității muncii și îmbunătățirii radicale a condițiilor de muncă, este necesară perfecționarea tehnologiei existente de exploatare a cărbunelui și în același timp elaborarea unei noi tehnologii mai progresive. În acest scop, un grup larg de oameni de știință și din producție au elaborat directivele tehnice principale ale dezvoltării industriei carbonifere în U.R.S.S., pe perioada 1959—1965. În aceste directive se prevede construirea unor mari mine, reconstrucția minelor existente, extinderea mecanizării și automatizării, perfecționarea organizării producției, îmbunătățirea calității cărbunelui. Inițierea aplicării acestor măsuri a permis sporirea cu 6,3% în 1960 a productivității muncii, dovedind că în cursul planului septenal aceasta va putea crește cu 50%.

Dată fiind greutatea obținerii unui rezultat economic mai bun prin perfecționarea tehnologiei existente, este necesară crearea și introducerea unei tehnologii noi mai eficace. Realizarea unei creșteri bruște a productivității muncii nu este posibilă numai prin luarea unor măsuri în abataje, ci pe toată mina.

Nopa tehnologie de exploatare trebuie să se caracterizeze prin:

— intensificarea lucrărilor de pregătire și transport, prin folosirea unor mașini puternice care să poată lucra într-un ritm viu sau chiar continuu, la tăiere și transport;

— scoaterea minereului din abataj și introducerea mașinilor comandate de a distanță, împreună cu o susținere mecanică pășitoare adecvată;

— concentrarea abatajelor prin obținerea unor mari producții în fiecare abataj;

— mecanizarea complexă și automatizarea tuturor lucrărilor auxiliare;

— alegerea bine gîndită a tipului de exploatare minieră.

Dintre metodele de exploatare fără oameni în abataj, cele care prezintă perspective mai mari sînt:

— metoda cu agregat cu susținere mecanică comandată de funcționarea mașinii de tăiat din abataj;

— metoda hidraulică de exploatare fără susținere în abataj;

— metoda cu mecanizarea complexă în abataje cu front scurt fără susținere.

În prezent, în U.R.S.S., se efectuează cercetări pentru aplicarea pe scară largă a noilor metode. Soluția cea mai bună pentru găsirea unei tehnologii noi a exploatării în subteran a cărbunilor va putea fi accelerată prin unirea eforturilor constructorilor și specialiștilor în cît mai multe țări.

MĂRIMEA OPTIMĂ A UNEI MINE ȘI RENTABILITATEA SA

II/1. Labrousse M.: **Exploatarea la zi a zăcămintelor filoniene.**

Autorul prezintă aspecte ale exploatării la zi a zăcămintelor filoniene de uraniu din Franța care în zona de afloriment prezintă înclinări de 45°. În referat se analizează în mod special problema determinării conturului carierei și adîncimii la care exploatarea în carieră trebuie înlocuită cu o exploatare în subteran. Din acest punct de vedere sînt subliniate unele caracteristici ale exploatării la zi și anume: pe de o parte creșterea rapidă a prețului de cost în funcție de adîncime, iar pe de altă parte rigiditatea cu care se menține conturul în cursul exploatării.

Autorul prezintă modul de rezolvare a problemei arătînd că factorul determinant al prețului de cost al unei tone de minereu în carieră este dat de raportul de descopertare, pe baza căruia se poate face o primă apreciere a adîncimii limită a carierei. Separat se întocmesc o serie de variante de contur corespunzătoare variantelor de exploatare, care se compară între ele din punct de vedere economic.

II/2. Ortmann D.: **Lucrările de amenajare a exploatărilor de săruri de potasiu și mărimea economică a exploatării.**

Mineritul modern se orientează spre rentabilizarea exploatărilor prin crearea unor unități de producție din ce în ce mai mari. Astfel, pentru minele de cărbuni, capacități de 30 000 tone/zi sînt considerate în prezent ca tehnic posibile. Important este însă ca în fiecare caz în parte să se găsească acea capacitate de producție care asigură și maximul de eficiență economică.

Pentru exploatările de săruri de potasiu, se apreciază o durată minimă de funcționare de 50 de ani,, iar în R.D.G. s-a stabilit pentru un zăcămînt de carnalită realizarea unei capacități de 15 000 tone/zi. În acest caz, puțul de extracție este deservit de schipuri de 16 tone la care controlul descărcării și comanda mașinii se face printr-un sistem de blocaj cu izotopi radioactivi.

În final, se pare că pentru exploatarea unor astfel de zăcăminte, aerajul și rambleierea constituie factorii care determină extinderea cîmpului minier și deci capacitatea de producție a minei, dar în cazurile în care se asigură un grad sporit de mecanizare, rambleierea rămîne factorul determinant al capacității de producție.

II/3. Polak J. şi Kuzma Z.: **Influenţa modernizării explorării, exploatării, mecanizării şi preparării minereurilor asupra economiei generale a unei mine.**

Autorii au prezentat diagrame ale cheltuielilor pe tona de minereu extras şi randamentul economic al întreprinderilor miniere de metale neferoase din R.S. Cehoslovacă, care exploatează zăcăminte filoniene, metasomatice şi de impregnare, cu grosime mică.

Pentru realizarea unui randament economic sporit, se consideră necesară revizuirea metodelor de exploatare aplicate, a mecanizării lucrărilor subterane, a sporirii eficacităţii transportului pe orizontală şi verticală, sporirea productivităţii muncii la lucrările de întreţinere şi la suprafaţa minei.

Autorii au exemplificat aceste idei, prezentînd proiectul unei noi mine ce va exploata un zăcămînt de impregnare în cadrul cărora se prevede aplicarea unor procedee de lucru ce asigură obţinerea unor indici tehnico-economici cu grosime medie, la o capacitate de 310 000 tone/an şi comparabili pe plan mondial cu întreprinderi ce exploatează zăcăminte similare.

II/4. Praportnik B.: **Posibilităţile de exploatare economică în subteran a lignitului în condiţiuni grele de zăcămînt.**

Autorul a prezentat o serie de idei prin care se justifică exploatarea lignitului la adîncimi mai mari şi în condiţii grele de zăcămînt. În acest scop, se prezintă şi capacitatea optimă de producţie a diferitelor instalaţii miniere. Pe baza repartizării cheltuielilor de producţie în cheltuieli proporţionale, fixe şi variabile, se determină raportul în care se găsesc aceste cheltuieli cu capacitatea de producţie, concretizîndu-se toate aceste consideraţiuni printr-un exemplu.

SPORIREA RENTABILITĂŢII

III/1. Adcock W.: **Realizări tehnice sub aspectul susţinerii în abataj şi automatizării acesteia.**

În perioada 1947–1959 producţia de cărbuni realizată în Anglia prin abataje frontale dotate cu combine a crescut simţitor. Această extindere a mecanizării tăierii a fost posibilă datorită şi extinderii susţinerii metalice cu stîlpi hidraulici şi creării în ultmii ani a cadrelor mobile de susţinere.

Primul şi cel mai simplu cadru păşitor este tipul Gullick Seamen format din patru stîlpi hidraulici pentru sarcină de cîte 30 t, placa de bază cu un împingător hidraulic pentru împingerea transportorului şi deplasarea cadrului şi placă tavan, întregul ansamblu fiind reglabil la o sarcină de 112 t şi conceput să reziste la 130 t. Diferitele piese ale cadrului sînt comandate de la un sistem central aşa fel încît să asigure funcţionarea interdependentă. Susţinerea cu cadre Gullick Seamen s-a aplicat în 20 de abataje frontale. Rezultatele obţinute în urma acestei experimentări, ce au cuprins 4 380 cadre în cea mai mare parte dovedesc creşterea producţiei şi a productivităţii muncii.

În anul 1954 s-a realizat cadrul păşitor tip Roofmaster cu circulaţie de ulei într-un circuit închis şi în care elementele de susţinere cu doi sau trei stîlpi adiacenţi alternativ în lungul abatajului, prezintă o mai bună maniabilitate. În 1959 funcţionau 16 abataje frontale cu combina Trepanner sau Anderton, susţinute cu astfel de cadre.

Sistemul de cadru Dobson Double 2 este format din cîte doi stîlpi adiacenţi şi între care se intercalează un împingător. Fiecare unitate formată din cîte doi stîlpi prezintă o rezistenţă de 100 t şi dispune de cîte un amplificator hidraulic care asigură obţinerea sarcinei instantanee, uneori aproape egală cu sarcina permanentă.

Rezultatele obţinute pînă în prezent în cele 80–100 abataje dotate cu susţinere din cadre păşitoare dovedesc că nu se cunoaşte încă modul în care este pus să lucreze un cadru de susţinere faţă de sistemul cu elemente individuale stîlp-grindă. Aşa cum sînt construite aceste cadre, în anumite condiţii stratigrafice ele prezintă o elasticitate inferioară susţinerii cu stîlpi şi grinzi. Acest sistem nu a fost folosit pînă în prezent decît în stratele cu înclinări de 0–18° şi în prezent se studiază astfel de susţinere pentru cazul stratelor înclinate.

Realizarea supapei pneumatico-hidraulice a permis trecerea în ultimul timp, în unele abataje la comanda de la distanţă, urmînd ca în viitor să se studieze automatizarea funcţionării lor.

III/3. Dell C. C. şi Jowett P.: **Aspecte moderne în spălarea cărbunilor în Anglia.**

După o lipsă de cărbuni ce s-a resimţit 20 de ani, situaţia industriei carbonifere engleze s-a preschimbat brusc într-o supraproducţie. Concurenţa petrolului a accentuat necesitatea reducerii cheltuielilor de exploatare, printr-o mecanizare mai largă, fapt care a condus la obţinerea unei proporţii mai mari de cărbune mărunt. Legislaţia privitoare la purificarea aerului în centrele populate elimină într-o anumită măsură cererile de cărbune nespălat care produce mult fum, iar legislaţia care interzice poluarea riurilor îngreunează spălarea cărbunilor.

Ţinînd seama de aceste aspecte, autorul analizează spălarea cărbunilor şi tratamentul cărbunilor cocsificabili şi necocsificabili. În ceea ce priveşte cărbunele cocsificabil, se pare că problema ar putea fi rezolvată printr-o atenţie sporită acordată spălării cărbunelui mărunt. Pe de altă parte, în ceea ce priveşte cărbunele necocsificabil, cea mai bună soluţie ar fi de a evita orice dificultăţi în tratamentul cărbunelui mărunţi prin folosirea acestuia în termocentrale. În prezent, în Anglia, se efectuează cercetări pentru transformarea cărbunilor necocsificabili în brichete fără fum.

III/4. Haertig J.: **Depozitarea rocilor nisipoase în carierele de lignit din R.D.G.**

Indicii tehnico-economici realizaţi la exploatarea în carieră a lignitului depind în mare măsură de capacitatea instalaţiilor de culbutare. Autorul face o succintă prezentare comparativă a diferitelor instalaţii de culbutare, insistînd în mod special asupra celor hidraulice care au avantajul unei funcţionări sigure şi a unor cheltuieli minime de exploatare.

III/5. Hojdar J., Kubec K., Novotny F., Porok A., Stanek L. şi Vildner V.: **Dezvoltarea exploatării lignitului în R. S. Cehoslovacă.**

Producţia de lignit joacă un rol important, asigurînd bilanţul energetic al R.S. Cehoslovace, atît în prezent cît şi în viitor. Baza exploatării lignitului o constituie cele două bazine din Boemia de nord-vest: bazinul Most şi bazinul Sokolov. Pînă în 1945, exploatarea subterană a lignitului ce se dezvoltă foarte lent era predominantă. După naţionalizarea minelor în 1945, producţia creşte rapid, datorită extinderii exploatării la zi şi asigurării unei concentrări crescînde a producţiei. În prezent, se dezvoltă rapid mecanizarea exploatărilor la zi, care se planifică în cadrul celor două bazine, fără a se mai ţine seama de limitele cîmpurilor de mină. Chiar în cursul celui de al treilea cincinal, producţia de lignit va creşte sensibil, menţinîndu-se un ritm mai viu de dezvoltare exploatărilor la zi.

În acelaşi timp, se întreprind cercetări privitoare la spălarea şi valorificarea mai avantajoasă a ligniţilor.

III/6. Krupinski B. și Lisowski A.: **Sporirea productivității muncii în lumina discuțiilor din cadrul conferinței miniere de la Katowice.**

În cadrul conferinței de la Katowice, organizată în octombrie 1960, s-a acordat o deosebită atenție problemei amenajării sectoarelor miniere și problemei concentrării producției.

Discuțiile s-au purtat în jurul progreselor realizate atît în teoria, cît și în practica amenajării sectoarelor, atît în minele metalifere, cît și în cele de cărbuni. Datele rezultate din practica minieră de zeci de ani, din R.P. Polonă, a permis elaborarea unei metodologii de proiectare, indicîndu-se înalta rentabilitate a amenajării complexe a bazinelor miniere. S-a discutat de asemenea noțiunea de concentrare a producției și influența sa asupra măririi capacității de producție a minelor, analizîndu-se totodată unele dependențe observate în minele de cărbuni între indicii de concentrare și consumul de mină de lucru. Conferința a subliniat tendința fundamentală a activității tehnice și organizatorice în creșterea productivității muncii.

III/7. Melnikov N.: **Mecanizarea complexă a carierelor în U.R.S.S.**

Autorul analizează liniile de dezvoltare a industriei miniere în U.R.S.S., ale căror principii sînt:

— construirea de mari unități subterane cu producție anuală de 3–6 milioane tone cărbune, 15 milioane tone minereu fier, sau a unor exploatări la zi cu producții de 25 milioane tone cărbune sau minereu de fier;

— obținerea prin exploatare la zi a 44% din producția de cărbuni (față de 22% în prezent), a 80% din producția de minereu de fier (față de 55%) și a 75% din producția de minereuri neferoase (față de 50%), considerîndu-se că în viitor $^3/_4$ din rezervele de substanțe minerale utile vor putea fi exploatate în carieră;

— introducerea unei mecanizări complexe și a automatizării în mine și cariere.

Modernizările survenite în exploatările la zi sînt:

— în domeniul tăierii cu explozivi: crearea unei noi instalații de foraj combinat, care sporește viteza de forare de 3–4 ori, folosirea unor noi principii de alcătuire a încărcăturilor de exploziv care asigură un grad mai mare de folosire a energiei acestuia și o sfărîmare mai înaintată, folosirea unor explozivi mai simpli etc., toate acestea contribuind la reducerea cheltuielilor de tăiere, de 2–3 ori;

— în domeniul tăierii mecanice și încărcării: folosirea unei game largi de excavatoare cu cupă de 2—35 m^3 și dragline cu capacități de 4—25 m^3, excavatoare cu elindă cu capacități de 500—3 000 m^3/oră și a unui tip nou de 7 000 m^3/oră, înlocuirea podurilor transportoare cu instalații de rambleiat cu braț de 90—180 m și capacități de 3 000—4 000 m^3/oră;

— în domeniul transportului: extinderea locomotivelor electrice de 80–150 tone, cu puteri specifice de 14–15 kW/t greutate locomotivă a vagoanelor autocirculbutante de 50–95 tone, a camioanelor cu benă basculantă de 5–40 tone și extinderii la maximum a folosirii benzilor transportoare.

III/10. Pipus D.: **O nouă metodă de exploatare de mare eficacitate la mina de lignit din Velenia (R. P. F. Iugoslavia).**

Introducerea exploatării cu abataje frontale în minele de lignit de la Velenia, cu mecanizarea completă a transportului în subteran, a permis creșterea productivității muncii în subteran de la 2,72 la 5,25 tone/post și a productivității pe mină, de la 1,85 la 4,06 tone/post, pierderile de cărbune reducîndu-se de la 45 la 15%. Introducerea susținerii metalice a permis reducerea consumului de lemn de mină, de la 16,6 la 5,4 m^3/1 000 tone.

Mina Velenia urmează să-și sporească capacitatea de producție la 3 000 000 tone/an, în care scop se va săpa încă un puț cu o capacitate de extracție de 2 500 000 tone/an.

III/11. Ministerul Industriei Carbonifere din R.P. Chineză: **Exploatarea carboniferă hidromecanizată de la Tangcianhuang.**

Exploatarea este deschisă pe trei orizonturi și are ca obiect cinci straturi de cărbuni de mică înclinare. Metoda de exploatare este cea cu camere și stîlpi, tăierea camerelor efectuîndu-se descendent. Procesul de producție cuprinde tăierea hidraulică, transportul hidraulici extracția hidraulică pe puț și deshidratarea cărbunelui la suprafață.

Extracția hidraulică se face cu ajutorul pompelor de noroi cu înălțime de refulare de 150 și 260 m. Corespunzător cerințelor de consum în ceea ce privește granulația, extracția pe puț nu este precedată de sfărîmarea cărbunelui ci numai de o clasare în subteran pe site vibrante cu ochiuri de 50 mm. Refuzul sitelor se transportă prin mijloace obișnuite în subteran și este extras la suprafață printr-un troliu, iar trecerea sitelor este extrasă hidraulic, sub formă de șlam.

La suprafață șlamul de cărbune extras este clasat și desecat într-un clasor de șlam. Clasa mai mare de 0,75 mm trece în silozurile de cărbune din care se încarcă în vagoane. Clasa sub 0,75 mm este îngroșată în hidrocicloane, materialul rezultat fiind amestecat cu cărbunii din refuzul clasării subterane și încărcat în vagoane.

Exploatarea are o producție zilnică de 6 700 t, cu o productivitate pe întreprindere de 3,99 t pe post, consum de energie 29,96 kW/h, consum de lemn 6,35 m^3/1 000 t, pierderi de cărbune în subteran 26,87.

III/13. Topciev A. V.: **Mecanizarea și automatizarea exploatării cărbunelui în U.R.S.S.**

În primele 9 luni ale anului 1960, în U.R.S.S. 48% din cărbune a fost încărcat mecanic, din care 43% era extras cu combine, în 70% din abataje se folosește susținerea metalică, iar mecanizarea în galeriile în cărbune a fost de 67% și pentru toate lucrările miniere, de 24,6%.

În minele de cărbuni din U.R.S.S., combinele au permis sporirea productivității muncii cu 40%, asigurînd realizarea unei economii anuale de 700 000 000 ruble. În 1960, au fost în funcțiune 4 000 combine și au fost create noi tipuri de combine, ca: LGD-2, Donbas-2, KR KTst.

Un pas înainte îl constituie folosirea agregatelor de tăiere, din care ultimele tipuri sînt KM-9, KM-9D, KM-87, Mosbaas, OMK, A-2 și A-3, prin care se ușurează și mai mult munca minerilor și se îmbunătățesc toți indicii tehnico-economici. Totodată, se dezvoltă exploatarea hidromecanizată, în prezent funcționînd hidromonitoare comandate de la distanță, iar o serie de astfel de exploatări dispun de rețele de transport și extracție pe puț hidraulice.

În cadrul planului septenal, se prevede mecanizarea complexă a 200 de mine, automatizarea transportului subteran și de la suprafață la 100 de mine, mecanizarea complexă și automatizarea a 10 exploatări la zi și realizarea a 100 uzine de spălare a cărbunilor. Totodată, se prevede trecerea la comandă de la distanță a întregului utilaj fix, și parțial a celui din abataj. În acest mod se contează pe o sporire a productivității muncii cu 150% în industria carboniferă.

III/14. Twidale A.: **Metode de rambleiere în minele din Canada.**

În ultimul timp, mineritul canadian se orientează tot mai mult spre folosirea pentru rambleiere a materialelor disponibile pe plan local și care pot prelua sarcinile pe care le transmite roca înconjurătoare.

Autorul prezintă în detaliu modul în care este folosit nisipul obținut din sterilele de la flotație, sau din zăcăminte aluvionare și care este transportat hidraulic în mină. Se prezintă cazul a două mine care folosesc un astfel de rambleu care, după punerea în loc, nu necesită pereți de sprijin.

III/15. Venter și Stassen P.: **Conducerea lucrărilor în zăcămintele de cărbuni plasate în roci moi în minele din Belgia.**

În zăcămintele de cărbuni plasate în roci moi, orice modificare în starea de tensiuni a masivului, datorită avansării zilnice a abatajului sau săpării unei galerii conduce la resimțirea efectelor foarte rapid și la o mare distanță de zona perturbată. Ca atare, în astfel de zăcăminte, se impune adoptarea unui plan de exploatare și pregătire care să țină seama de aceste caracteristici particulare.

Pentru ca susținerea să poată face față portanței reduse a rocilor, ea trebuie să prezinte suprafețe largi de reazem în scopul evitării pătrunderii elementelor susținerii în rocă și pentru a menține integritatea bancurilor de rocă.

Respectînd aceste principii se pot menține secțiuni de galerii de pregătire fără cheltuieli de întreținere prea ridicate.

Documentare

A. D. Panov: *Realizări științifice și tehnice în dirijarea presiunii și susținerea lucrărilor miniere.* Ugol *36* (1961) nr. 1 (ian.) 11—18.

Autorul prezintă construcția și rezultatele obținute prin folosirea cadrelor pășitoare Simen-Gallik, Desfaul, Dowty, Roofmaster, Dobson. Sasse-Somemi, Westfalia Lunen.

Exploatarea industrială a cadrelor pășitoare în U.R.S.S. și alte țări în ultimii doi ani arată că folosirea acestora față de abatajele armate cu stîlpi și grinzi permite mărirea producției abatajului de 1,5 ori, a productivității muncii de 2–3 ori și reducerea prețului de cost de 1,2–1,5 ori.

În domeniul teoretic autorul citează lucrările lui Litvinșin, Jans, Bige, Horibi, Denkhaus, Lemon, Suzuki, Potts, Spruth, Stassen și Labasse.

În concluziile acestora se arată orientarea vădită spre dirijarea prin prăbușire, rambleierea hidraulică adaptîndu-se în stratele groase, organizarea prăbușirii fără stîlpi și tipizarea monografiilor de susținere, extinderea susținerii hidraulice și a susținerii cu beton în lucrările de pregătire.

A. V. Piastolov, K. I. Repp și R. S. Malahin: *Folosirea industrială a susținerii inelare tubulare.* Gornîi Jurnal. *135* (1961) nr. 10 (oct.) 74.

În minele din Degtiarsk, în șisturi clorito-albitofirice, la susținerea unei galerii s-a aplicat susținerea circulară cu diametrul de 2 350 mm, formată din patru elemente egale din tuburi metalice cu diametrul exterior de 114 mm. Un cadru de acest fel poate prelua o sarcină de 40 t. Greutatea unui element este de 50 kg, iar secțiunea de săpare a galeriei este de 4,3 m^2. O echipă formată din doi oameni poate arma 1,2–1,3 m/schimb (două cadre).

După 4–5 luni s-a constatat o trasare verticală a profilului de 50–70 mm și pe orizontală de 100–130 mm, fără a se constata o deformare a elementelor.

Costul susținerii unui metru de galerie este de 140–280 ruble la susținerea metalică față de 321 ruble la susținerea în lemn. Considerînd cheltuielile de susținere a galeriei pe 2–3 ani, rezultă că susținerea metalică va costa 1 500–1 700 ruble/m, iar cea în lemn 4 100 ruble/m.

A. E. Bennett: *Un nou detector continuu de metan.* Colliery Guardian *202* (1961) nr. 5208 (9 febr.) 163—166.

Noul detector de metan este în general asemănător întru totul cu lampa cu benzină folosită în mod obișnuit la controlul metanului. Deosebirea esențială constă în faptul că aprecierea vizuală a extinderii flăcării este înlocuită de un cadru de termocuple care măsoară creșterea de temperatură a amestecului de aer și metan în momentul arderii.

Noul aparat permite înregistrarea continuă a măsurătorilor, putînd detecta metanul într-o atmosferă cu 0–3% CH_4 cu o precizie de 0,05% CH_4. Durata de efectuare a unei măsurători în cazul unei modificări a conținutului de metan din atmosferă cu 1% este de 20 secunde.

Dispozitivul poate acționa asupra unui sistem de alarmă și semnalizare, de deconectare a unui circuit electric sau poate emite semnale cu frecvențe variabile ce pot fi interceptate telefonic la un post central de control.

J. Polacek: *Prepararea minereurilor barito-fluoritice din zăcămîntul Hasrachov.* Rudy *9* (1961) nr. 2 (febr.) supl. 5–9.

Autorul prezintă rezultatele obținute la scară experimentală la prepararea unui minereu de barito-fluorină-galenă.

Minereul inițial după o prealabilă sfărîmare la 7 mm este clasat pe ciururi în 6 fracțiuni. Fracția 7,1 mm se prelucrează apoi prin zețaj, iar fracția 1.0 mm, după o clasare hidraulică, se prelucrează pe mese de concentrare. Ca rezultat se obține un conținut de galenă cu un conținut de 68% Pb, un concentrat de baritină cu un conținut de 90,12% $BaSO_4$ și un semiprodus de fluorină destinat unei prelucrări ulterioare prin flotație și care conține 68,32% CaF_2. Extracția obținută a fost de 61,49% la PbS, 85,88% la $BaSO_4$ și 88,39% la CaF_2.

J. Menel: *Comparație între rostogoluri și planuri automotoare în condițiile minelor de fier Barrandian.* Rudy *9* (1961) nr. 2 (febr.) 55–60

La minele de fier din zona Barrandianului se folosesc pentru transportul minereului între orizonturi atît planuri automotoare cît și rostogoluri. În articol se face o apreciere obiectivă a avantajelor și neajunsurilor acestor sisteme de transport, analizîndu-se atît indicii tehnici cît și cei economici. Principalul avantaj al planului automotor îl constituie posibilitatea transportării atît a minereului cît și a sterilului și al mașinilor. Din punct de vedere al exploatării planurile automotoare nu corespund cerințelor moderne de mecanizare a exploatării în subetaj, fapt pentru care acestea se înlocuiesc cu rostogoale de înclinări diferite. În încheiere autorul arată căile de modernizare în viitor a rostogoalelor, în special în zăcămintele cu înclinare redusă. Ca perspectivă se consideră combinarea planului automotor cu transportul cu screper.

W. G. Harper: *Tendințele actuale în prepararea cărbunilor în Anglia.* Colliery Guardian *202* (1961) nr. 5209 (16 febr) p. 193–198

Față de 1946, în 1959 proporția de cărbune calubat s-a redus de la 34,7% la 13,6%, a celui spălat mecanic a crescut de la 46 t la 62,3%, iar proporția de cărbune netratat a crescut de la 18,6 la 24,1%.

Claubajul se aplică mai mult pentru sortarea cărbunelui blocuri, pînă la 100–200 mm cărbunele fiind spălat mecanic. În ceea ce privește spălarea mecanică zețajul este înlocuit cu spălarea în medii dense cu greutăți specifice de 1,5 pentru clasele mari și 1,8–1,9 pentru clasele mici. Instalațiile de medii dense sînt realizate în așa fel încît va permite un control riguros al spălării. Ca mediu se folosesc suspensii de baritină, nisip sau magnetită. Clasele mici sînt desecate în centrifuge iar cele fine în filtre, obținîndu-se final prin amestecarea celor două clase un produs cu o umiditate de 8–13%. Pentru viitor desecarea se va face prin centrifuge de mare viteză și în prese de înaltă presiune în care se realizează o reducere a umidității cărbunelui flotat la 12–14%.

Noile instalații sînt dotate pentru automatizarea cîntăririi continue, reglarea mediului dens, controlul nivelului în silozuri și a apei în rezervoare, alimentarea aparatelor de spălare și a luării probelor.

Stîlp-stivă pentru strate subțiri. Colliery Guardian, *202* (1961) nr. 5215 (23 febr.) 243.

Noul tip de stivă este destinat susținerii liniei de prăbușire a frontului. Placa de coperiș a stîlpului-stivă este articulată, iar fixarea și blocarea stîlpului la înălțimea dorită se face prin intermediul unui lacăt cu două pene orizontale. Sarcina de fixare a stîlpului stivei este de 6 tone. La o înălțime maximă de 1 m și o înălțime minimă de 0,65 m, un astfel de stîlp-stivă cîntărește circa 70 kg. Se construiesc stîlpi și cu înălțimi maxime de 0,575 m și înălțimi minime de 0,425 m.

A. A. Svartman: *Dezvoltarea construcției locomotivelor sovietice de mină.* Rudy *9* (1961) nr. 2 (febr.) 41-47.

La locomotive cu troleu, cu greutăți de 7–35 t s-a adoptat frinarea electrohidraulică cu aparataj de comunicații, funcționînd cu curenți de înaltă frecvență.

Printre noile tipuri construite se citează locomotiva electro-hidraulică tip 10KR-3 capacitate de 10,8 t, forță la cîrlig 1 700 kg, viteza 12 km/oră putere 44 kW, reglarea vitezelor realizîndu-se hidraulic. În curs de experimentare se află o locomotivă funcționînd cu curenți de înaltă frecvență, alimentarea făcîndu-se prin inducție de la doi conductori plasați la tavanul galeriei la 200–300 mm distanță. Frecvența optimă este de 20–30 kHz. Alt tip este locomotiva giroscopică tip GR-3 cu greutate de 5,4 t, forța de tracțiune de 750 kg și viteza de 2,78–8,86 km/oră. Cu o sarcină la cîrlig de 250 kg, această locomotivă poate funcționa la o încărcare pe un traseu de 1 200–1 500 m.

L. Birkner: *Folosirea lemnului impregnat în minele din Suedia.* Revue de l'industrie minerale, *43* (1961) nr. 1 (ian.) 29—33.

Lemnul este impregnat prin autoclavizare în vid și presiune, cu soluție de sare Baliden K-33 (amestec complex de cupru, crom și arsen). În cele mai grele condiții de climat acest sistem permite mărirea duratei de serviciu de 4–5 ori față de lemnul netratat.

J. Jancarek și J. Cibulka: *Flotația carbonaților din minereurile uranifere.* Rudy *9* (1961), nr. 2 supliment 1–4.

Încercările întreprinse la scară de laborator și pe o instalație model pentru studiul flotației carbonaților uraniferi au arătat că există posibilitatea separării prin flotație a minereurilor uranifere în componenți carbonați și necarbonați. Reducerea conținutului de CO_2 în componenții necarbonați dă posibilitatea reducerii consumului de acid sulfuric folosit de lesierea minereului.

Metoda a permis ca dintr-un minereu uranifer cu un conținut de 6–11% CO_2 să se obțină un produs carbonat cu conținut de 15–25% CO_2 cu o extracție de 80% reprezentînd 35–45% din minereul brut. Produsul necarbonat conține 1,0–6,0% CO_2. În cazul în care în minereu se găsește și grafit, acesta trebuie eliminat înainte de flotație.

Repartiția uraniului pe componente este aproximativ același cu repartiția componenților în greutate cu excepția concentratelor de grafit care au un conținut redus de uraniu.

W. Gimm: *Dezvoltarea construcției susținerilor miniere.* Bányászati Lapok *94* (1961) nr. 1 (ian.) 1–14.

Autorul face o trecere în revistă a ultimelor realizări în domeniul susținerii betonate, metalice și cu ancore pentru galerii dînd detalii mai ample asupra arcelor glisante deformabile și a montării cadrelor metalice de susținere.

W. B. Cybulski: *Studiul influenței apei asupra explozivității prafului de cărbune.* Revue de l'industrie minerale, *43* (1961) nr. 1 (ian.) 75–80.

Pe baza experimentărilor întreprinse la stația de încercări de la Barbara (R.P. Polonă) rezultă că în practică, ținînd seama de finețea și șistificarea prafului de cărbune, nu este necesară o mare cantitate de apă pentru a preveni explozia. Acest fapt este cu atît mai adevărat cu cît cauzele unei aprinderi violente sînt destul de rare în mină. Pentru a preveni o explozie este necesară o cantitate de apă în așa fel încît praful să fie trecut în nămol.

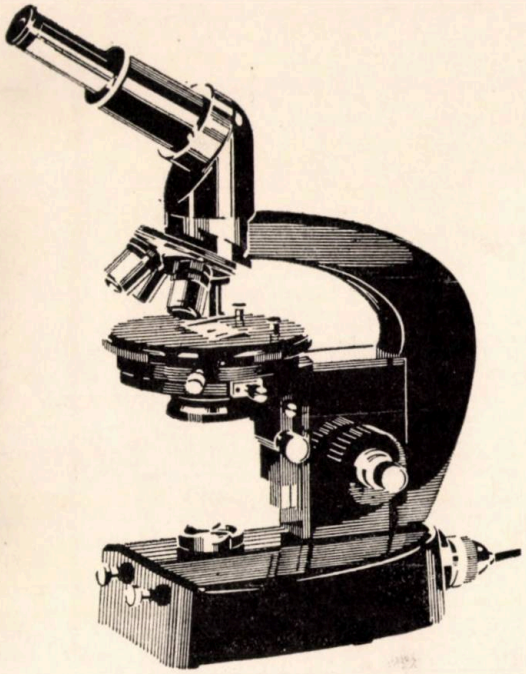
H. I. Volohov: *Aparat portabil electric pentru controlul prăfuirii.* Ugol *36* (1961) nr. 2 (febr.) 47—48.

Aparatul determină gravimetric concentrația de praf din atmosferă putînd servi și pentru colectarea probelor de praf. Principiul de funcționare este cel al electroprecipitatorului. Aparatul colectează probe la o viteză a aerului de 20–30 l/min. Gabaritul aparatului este de 175x350x 120 mm cu o greutate de 4 kg. Gama de măsurători este de 0,3–1 000 mg/m³.

D. Ewald Wendt: *Noțiuni de tehnica aerajului.* Gluckauf 97 (1961) nr. 2 (febr.) 133—142.

Autorul analizează cheltuielile anuale de aeraj pe metru de puț cu diametre diferite, arătînd că prin trecerea de la diametrul de 6 m la cel de 8 m, cheltuielile de aeraj se reduc cu circa 40%. În continuare se arată modul în care a fost realizat aerajul cu 2 ventilatoare axiale cu debite de 8 500 și 13 000 m³/min acționat de motoare de 870–1 400 kW, indicîndu-se și modul de reglare a acestei instalații și a circuitului de aeraj cu uși moderne de aeraj.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1883



Cereți prospectul sub nr. 30 „NgoB",

Mikroskop NgoB

Iluminație montată în interior

Reglaj coaxial general și fin

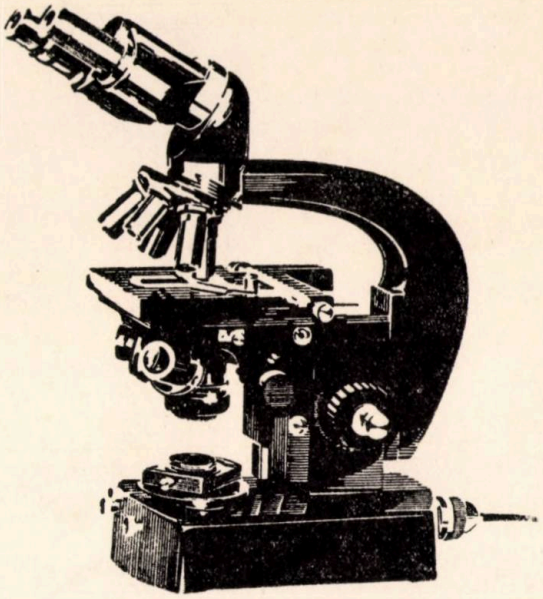
Schimbare rapidă a mesei și a condensatorului cu posibilități de observare monoocular și binocular

Obiective acromatice, apocromatice și planacromatice cu protecția preparatelor

VEB Carl Zeiss JENA

Republica Democrată Germană

Microscopul NfpK



Rugăm cereți prospectul „30 NfpK"

Microscop mare de cercetare pentru observări prin iluminare directă și prin reflexie

Iluminarea montată în interior

Reglaj coaxial general și fin

Sistem de iluminare pancratic cu revolver cu trei condensatoare

Masă coaxială cu cruce

Revolver de obiectiv cu 5 lentile

Posibilități de observare monoocular și binocular

Obiective acromatice, apocromatice și planacromatice cu protecția preparatelor

VEB Carl Zeiss JENA

Republica Democrată Germană

Lexiconul tehnic romîn

O lucrare enciclopedică în domeniul tehnicii şi al ştiinţelor ei de bază

Dezvoltarea economiei noastre naţionale, datorită avîntului industriei, al tehnicii, cere oamenilor muncii să-şi ridice necontenit nivelul profesional, să-şi lărgească continuu sfera de cunoştinţe tehnice, pentru a contribui din plin la creşterea şi perfecţionarea neîntreruptă a producţiei socialiste, pe baza tehnicii celei mai înalte.

Răspunzînd acestei necesităţi şi aplicînd în practică directivele partidului şi guvernului, Editura tehnică a tipărit între anii 1949—1956 prima ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn, elaborat de Asociaţia Ştiinţifică a Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Populară Romînă (ASIT).

La realizarea acestei lucrări au contribuit cîteva sute de colaboratori-academicieni, membri corespondenţi ai Academiei R.P.R., doctori în ştiinţe, cadre universitare dintre cele mai calificate, ingineri şi tehnicieni care activează nemijlocit în aproape toate ramurile industriale, laureaţi ai Premiului de Stat etc.

Lexiconul Tehnic Romîn ediţia I a apărut în şapte volume cuprinzînd 48 763 de termeni directori cu toate subdiviziunile lor şi circa 6 500 figuri.

Apariţia numeroaselor ramuri noi de producţie, dezvoltarea rapidă pe care a luat-o tehnica în ultimii ani şi creşterea numărului celor care folosesc tehnica, cît şi precizările făcute în multe domenii ale terminologiei tehnice de către Academia R.P.R. şi Oficiul de Stat pentru Standarde au dus la publicarea noii elaborări a acestei lucrări.

Noua ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn este elaborată de un colectiv mai lărgit al ASIT.

Concepută în 16 volume, noua elaborare cuprinde un vast material documentar din 70 de discipline de bază şi va prezenta în circa 10 000 de pagini 70 000 de termeni directori şi aproximativ 17 000 de figuri.

În noua lui formă, Lexiconul reflectă nivelul înalt la care s-a ridicat capacitatea de cercetare, de proiectare şi de producţie din ţara noastră, sub impulsul industrializării socialiste a ţării şi al cuceririlor noi, romîneşti şi mondiale, ale ştiinţei.

Noua ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn cuprinde o informare tehnică mai amplă, atît în ceea ce priveşte numărul de termeni trataţi cît şi întinderea şi profunzimea fiecărui text explicativ, bazată pe progresul tehnicii şi al ştiinţei. Numărul de discipline s-a mărit, cuprinzînd ramuri noi ca: Pedologia, Televiziunea, Plasticitatea, Fizica atomică nucleară etc.

S-au introdus mulţi termeni noi, ca: Acoperire, Adaos, Metalurgie, Aerofar, Automatizare, Aeromagnetometrie, Bureză, Calculator electronic etc.

S-a realizat o ordonare mai sistematică a materialului şi o unificare a terminologiei tehnice şi ştiinţifice, de comun acord cu lucrările lexicografice ale Academiei R.P.R. şi cu Oficiul de Stat pentru Standarde.

Aspectul grafic al lucrării a fost schimbat. S-a folosit formatul mare Z5—205/265 mm cu un număr mai mare de semne tipografice pe pagină, cu o ilustraţie bogată şi pe hîrtie velină.

Pînă în prezent au apărut primele opt volume ale noii ediţii a Lexiconului Tehnic Romîn, totalizînd 4 947 de pagini, circa 26 974 de termeni directori, 7 742 de termeni secundari explicaţi în text şi 9 606 de figuri.

Următoarele opt volume (vol. IX—XVI) vor apărea în anii 1961—1964, cuprinzînd literele H—Z, iar preţul fiecărui volum va fi de 100 lei.

Noua elaborare a Lexiconului Tehnic Romîn va intra în tezaurul culturii ca un bun social şi va deveni un îndrumător preţios pentru ingineri, tehnicieni, cercetători, cadre didactice, militari, studenţi şi muncitorii cu un nivel mai ridicat.

I. P. 2, c. 2236

Lei 5

E 1433

KAT

Revista MINELOR

REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAG. 337–384
AUGUST
1961

8

ASIT

BUCUREȘTI

AUGUST
1961
Anul XII
Nr. 8

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. ȘI AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI ELECTRICE

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.07.30 și 13.57.28

CUPRINS

Pagina

* * *: *Ziua Minerului* . . . . . 339—340

* * *: *Progrese în producția minereurilor de fier în R.P.R. în anii puterii populare* . . . . . 341—345

PANAITESCU AL.: *Considerații asupra extracției pe puțurile oarbe* 346—350

KISS G.: *Probleme topografice legate de construcția schemelor de aeraj* . . . . . 351—356

DRĂGĂNESCU IOANA: *Cercetarea condițiilor hidrogeologice ale zăcămintelor de minereuri de fier de tip Palazu mare* . . . 357—363

JURCA C.: *Susținerea galeriilor și a planurilor înclinate în inele de bolțari la minele de lignit ale trustului minier „Muntenia"* . 364—370

BERARU A.: *Aplicarea tehnicii noi în lucrările miniere de deschidere* 371—376

CRONICĂ

RECENZII

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

REVISTA MINELOR

ANUL XII NR. 8 AUGUST 1961

MŰSZAKI KÖNYVTÁR OSZTÁLYOS 1893

СОДЕРЖАНИЕ

* * * День горняка

Панаитеску Ал: *О добыче с помощью слепых стволов.* Автор представляет способ развития добычи слепыми стволами, — решение, представляющее экономические преимущества. Описанный способ увеличивает подъемную мощность слепых стволов, требует меньшее число сцепщиков для обслуживания ствола шахты и увеличивает степень безопасности подъема.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 346—350

Киш Франчиск: *Вопросы маркшейдерии, связанные с разработкой схем рудничной вентиляции.* Рассматриваются методы построения схем рудничной вентиляции в параллельной проекции с точки зрения маркшейдера. Для трехмерного представления схем рудничной вентиляции рекомендуются проекции, аналогичные прямоугольные и косоугольные. Предлагается упрощенная конструкция для этих проекций.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 351—356

Дрэгэнеску Иоанна: *Исследование гидрогеологических условий железорудных месторождений типа Палазу Маре.* В работе представлен метод поэтапного исследования гидрогеологических условий железорудного месторождения, находящегося на большой глубине под карстовыми отложениями, разработанный на основании метода исследования, предпринятого советскими исследователями для залежей железной руды под Курском (Яковлев).

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 357—363

Журка Корнелиу: *Крепление штреков и бремсбергов бетонитовыми кольцами на лигнитовых шахтах горного треста „Мунтения".* После краткого обзора возможностей использования креплений кольцами из бетонитов, видов крепления и его распространения рассматривается экономическая эффективность и даются предложения по улучшению этого типа крепления.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 364—370

Берару А.: *Применение новой техники в горных работах при вскрытии шахт.* Автор анализирует перспективы применения новой техники в горных работах при вскрытии шахт, осуществляемых в РНР.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 371—376

Янэш Андрей: *Подъемные установки на угольных шахтах Долины Жиу.* Автор дает краткий перечень числа подъемных машин и установленную мощность от начала разработки месторождения и до настоящего времени для угольного бассейна Долины Жиу.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 377—378

РЕЦЕНЗИИ

CONTENTS

* * *: The Miner's Day

Panaitescu Al.: *Considerations about extraction work on jack head (blind).* The author presents an economical solution by which extraction on blind pits is solved, a solution with large future prospects and which was not yet enunciated. The described installation rises the hoisting capacity of blind pits, requires less couplers for serving the pit and increases the safety degree of carriage on the pit.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 346—350

Kiss Francisc: *Topographic problems related to the construction of aeration schemes.* The methods of construction of the parallel projection are examined from the view point of the mining topographer. The orthogonal and oblique projections are recommended for the tridimensional representation of aerage networks. A simplified construction for these projections is being suggested too.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 351—356

Drăgănescu Ioana: *Investigation on hydrogeological conditions of iron ores deposits, of Palazu Mare type.* The paper presents a method of researching, in stages the hydro-geological conditions of an iron ores deposit, situated at great depths, below karstic deposits, a method worked out on basis of the methodology of research undertaken by Soviet researchers at the iron ores deposit in Kursk (Iakovlev).

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 357—363

Jurca Corneliu: *The support for galleries and inclined planes in arch-stone circular rings at the lignite mines of the Mining Trust „Muntenia".* After briefly reviewing: the application sphere of support bq means of concrete arch-stone rings, the various types of support, and their dissemination, the author deals with the economic efficacy and makes several proposals for the improvement of support by arch-stone rings.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 364—370

Beraru A. *The application of the new technique in the mining workes of first discoveries.* The author examines the prospect of the new technics applied in the mining workers of first discoveries which will be carried out in the mines of the Roumanian People's Republic.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 371—376

Ianăş Andrei: *Mining extraction installations at the Jiu Valley coal mines.* The author presents a brief statistic survey of the number of hoisting engines and of the installed power, from the beginning of the opening work of deposit till now in the coal basin of Jiu Valley.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 377—378

NOTES, BOOK REVIEWS,

MŰSZAKI KÖNYVTÁR OSZTÁLYOS 1893

INHALTSVERZEICHNIS

* * *: Der Tag des Bergarbeiters.

Panaitescu Al.: *Betrachtungen auf die Blindschachtförderung.* Der Verfasser schlägt ein wirtschaftliches, aussichtsvolles, bis heute noch nicht angemeldetes System für die Blindschachtförderung vor. Mit der vorgeschlagenen Anlage kann man die Steigerung der Förderleistung des Blindschachtes, die Verminderung der Zahl der Anschläger bei der Schachtbedienung und die Erhöhung der Fahrtsichercheit erzielen.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 346—350

Kiss Francisc: *Topographische Probleme bei der Aufzeichnung von Wetterrissen.* Es werden die Aufzeichnungsmethoden von Parallelprojektion aus markscheiderischen Gesichtspunkten betrachtet. Die cartesischen rechtwinkligen und schiefen Projektionen sind für die räumische Darstellung der Wetterritze empfohlen. Man beabsichtigt ein vereinfachtes Aufzeichnungssystem für diesen Projektionen einzuführen.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 351—356

Drăgănescu Ioana: *Untersuchungen der hydrogeologischen Velhältnisse der Eisenerzlagerstätten der Art Palazu Mare.* Die Verfasserin behandelt eine Methode für die Untersuchung der hydrogeologischen Verhältnisse einer in grosser Teufe unter karstischen Ablagerungen liegenden Eisenerzlagerstätte. Diese Methode ist auf Grund des von sowjetischen Forschern an die Eisenerzlagerstätte von Kursk (Jakovlev) angewandten Untersuchungssystems entwickelt worden.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 357—363

Jurca Corneliu: *Der Betonstein-Ringausbau der Strecken und Bremsberge in den Lignitgruben des Bergtrustes „Muntenia".* Nach einer kurzen Übersicht auf das Anwendungsgebiet, die Ausbauarten und auf die Verbreitung des Betonstein-Ringausbaues, werden die Wirtschaftlichkeit und die Verbesserungsmöglichkeiten dieser Ausbauart behandelt.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 364—370

Beraru A. *Einführung der neuen Technik bei den Ausrichtungsarbeiten.* Der Verfasser betrachtet die Aussichten der Einführung der neuen Technik bei der Durchführung der in den rumänischen Bergwerken geplannten Ausrichtungsarbeiten.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 371—376

Ianăş Andrei: *Die Förderanlagen der Kohlenbergwerke von Valea Jiului.* Man betrachtet, statistisch ausgesehen, die Zahl der Förderanlagen und die gesamte Nennleistung in den Kohlenbergwerken von Valea Jiului, seit der Aufschliessung dieser Lagerstätte bis heute.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 377—378

Noten, Buchbesprechungen

SOMMAIRE

* * *: Le jour du mineur

Panaitescu Al.: *Considérations sur l'extraction par puits intérieurs.* L'auteur présente une solution économique à larges perspectives et inédite pour l'extraction par puits intérieurs. Avec l'installation proposée on peut augmenter la capacité d'extraction des puits intérieurs, réduire le nombre des accrocheurs affectés au puits et élever le degré de sécurité du transport des mineurs par les puits.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 346—350

Kiss Francisc: *Problèmes topographiques dans la construction du schéma d'aérage.* On examine les méthodes de construction de la projection parallèle, du point de vue du topographe minier. Les projections cartésiennes rectangulaires et obliques sont recommandées pour la représentation tridimensionnelle des réseaux d'aérage. On a en vue une construction simplifiée pour ces projections.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 351—356

Drăgănescu Ioana: *L'étude des conditions hydrogéologiques des gisements de minerais de fer du type Palazu Mare.* L'auteur présente un méthode d'étude en étapes des conditions hydrologiques d'un gisement de minerais de fer situé à une grande profondeur sous des depôts karstiques. Cette méthode a été élaborée d'après la méthodologie appliquée par les chercheurs soviétiques à l'étude du gisement de minerais de fer de Kursk (Iakovlev).

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 357—363

Jurca Corneliu: *Le soutènement des galéries et des plans inclinés par anneaux de pierres de voûte en béton dans les mines de lignite du Trust Minier „Muntenia".* Après avoir passé en revue les domaines d'application, les variétés de soutènement et l'extension actuelle des anneaux de pierres de voûte en béton l'auteur étudie l'efficacité économique et fait des propositions pour l'amélioration du soutènement par anneaux de pierres de voûte en béton.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 364—370

Beraru A. *L'application de la nouvelle technique dans les travaux miniers de premier établissement* L'auteur analyse les perspectives de l'application de la nouvelle technique dans les travaux miniers de premier établissement qui seront exécutés dans les mines de la R.P.R.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 371—376

Ianăş Andrei: *Installations d'extraction aux charbonnages de Valea Jiului.* On fait une statistique du nombre de machines d'extraction et de la puissance totale installée dans le bassin charbonnier de Valea Jiului depuis l'ouverture du gisement jusqu'à nos jours.

Revista Minelor 12 (1961), Nr. 8, p. 377—378

Notes, Comptes-rendus

Ziua Minerului

La 6 august întregul nostru popor muncitor sărbătorește „Ziua Minerului", cinstind tradițiile eroice de luptă și de muncă ale minerilor, harnic detașament al clasei muncitoare.

De „Ziua Minerului" expresie a înaltei prețuiri pe care partidul și guvernul o acordă muncii minerilor stimată de întregul nostru popor muncitor, mii de muncitori, tehnicieni, ingineri și funcționari care lucrează în industria minieră, trec în revistă realizările lor în producerea de cît mai multe minereuri feroase și neferoase, de cît mai mult cărbune cocsificabil, în obținerea unor cît mai înalte productivități și în reducerea cît mai substanțială a prețului de cost.

Astăzi minerii trăiesc o viață nouă plină de bucuriile muncii libere. Niciodată însă nu vor uita minerii viața de crîncenă mizerie și exploatare din anii stăpînirii burghezo-moșierești, munca istovitoare din minele lipsite de cele mai elementare mijloace de mecanizare și protecția muncii, mizeria, foamea, șomajul, lipsa aproape totală a asistenței medicale.

Împotriva acestei crîncene exploatări, minerii s-au ridicat la luptă sub conducerea comuniștilor, cerîndu-și dreptul la muncă și la o viață mai bună. Burghezia și moșierimea le-au răspuns cu gloanțe organizînd singeroase masacre care au culminat cu cele de la Lupeni din 6 august 1929, unde au fost asasinați cu bestialitate zeci de mineri.

La 23 August 1944 au apus pentru totdeauna vremurile în care a fi miner însemna a fi un vierme al pămîntului, amenințat în permanență de foame.

În anii puterii populare, odată cu întreaga economie, industria minieră a cunoscut un puternic avînt.

Congresul al III-lea al Partidului Muncitoresc Romîn, măreț eveniment istoric în viața poporului nostru, a analizat activitatea industriei miniere pe perioada planului de 5 ani 1955—1960, trasînd și sarcinile deosebit de importante ce ne stau în față în cadrul planului șesenal 1960—1965.

Așa cum a arătat tovarășul Gheorghe Gheorghiu-Dej în Raportul prezentat la cel de al III-lea Congres al P.M.R., industria minieră a asigurat în măsură sporită cerințele crescînde ale siderurgiei cu minereu de fier, cocs metalurgic și cărbune brun și au fost puse în evidență noi rezerve de cărbuni și minereuri.

Au fost deschise mine noi, Uricani-Rovinari și Bazinul Oltenia, iar cele închise de capitaliști, Vulcan Lonea I și II și multe altele au fost redeschise.

Cu sprijinul Uniunii Sovietice și datorită creerii unei industrii proprii constructoare de mașini, minele noastre au fot dotate cu utilaje moderne care au ușurat mult munca minerilor și au făcut-o infinit mai spornică.

Odată cu ușurarea muncii minerilor și înlocuirea muncii manuale la numeroase operații, a sporit simțitor producția de cărbune și minereuri, a crescut productivitatea și a fost redus prețul de cost.

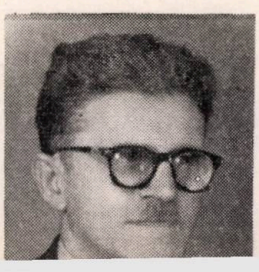
În primul semestru al acestui an, minerii din minele de cărbuni, de minereuri feroase și neferoase, au dat în plus diferitelor sectoare ale industriei o însemnată cantitate de cărbune și minereuri.

Pentru satisfacerea necesarului de substanțe minerale utile cerut de ritmul înalt de dezvoltare a economiei, au fost intensificate lucrările de prospecțiuni și de explorări în diferite regiuni ale țării. Pentru a da industriei rezerve necesare de minereuri feroase și neferoase, de cărbuni, organizațiile geologice aplică metode de lucru înaintate, fiind dotate cu aparatură și utilaje moderne. Ca rezultat, prețul de cost pe tona de rezervă industrială explorată a scăzut la minereu de fier de la 7 lei în 1959, la 3,8 lei în 1960, iar la minereuri neferoase, de la 12,4 lei la 9,3 lei.

Oamenii muncii din industria minieră, continuînd cu entuziasm întrecerea socialistă începută în cinstea celei de a 40-a aniversări de la înființarea Partidului Comunist din Romînia, obțin rezultate de seamă în activitatea lor. Au fost înregistrate înfăptuiri ca: mărirea duratei de funcționare a instalațiilor de preparare între două reparații, creșterea randamentelor de extracție la instalațiile de preparare a cărbunelui cocsificabil, îmbunătățirea continuă a calității cărbunelui prin reducerea conținutului de cenușă și îmbunătățirea granulației, separarea sterilului vizibil etc.

Printre unitățile fruntașe în industria minieră se numără I.M. Teliuc, unde în urmă cu cîteva luni minerii din echipa comunistului Ioan M. Popa au luat inițiativa, în cadrul întrecerii socialiste, de a reduce simțitor conținutul de steril în fiecare vagonet de minereu. Angajamentul luat a prevăzut trimiterea către furnalele de la Hunedoara și Călan a unui minereu de bună calitate, cu un conținut mai bogat de

	Miner	Maistru	Lăcătuș	Miner	Electrician
stru	BULGARIU GEORGE	BIHAVETZ ADALB.	MANEA VALTER	MANOILĂ VASILE	MARCUȘ GHEZA
VASILE	E.M. Aninoasa	E.M. Aninoasa	E.M. Aninoasa	E.M. Aninoasa	E.M. Aninoasa
ninoasa					



Inginer
CIRPAN VASILE
E.M. Deva

Brigadier
DEOANCĂ TRAIAN
E.M. Deva

Maistru
VOICULESCU ALEX.
E.M. Deva

Brigadier
LAZĂR COSTIN
E.M. Deva

Maistru
IONUȚ GHEORGHE
E.M. Deva

Inginer
MARTA VA
E.M. De

fier. În acest scop s-a extins metoda de pușcare selectivă în abataj și s-a intensificat controlul calității minereului încărcat în vagonete. Inițiativa echipei condusă de tov. Ioan M. Popa a găsit un larg ecou în rîndul minerilor de la Teliuc și Ghelar. Astfel, ca rezultat al aplicării acestei inițiative, minerii din aceste întreprinderi au reușit să sporească în ultimul timp conținutul de fier al minereului cu peste 5,5% față de prevederile planului. Însușindu-și această valoroasă inițiativă, și minerii dn Valea Jiului au izbutit să scadă conținutul de cenușă din cărbunele spălat special pentru fabricarea cocsului cu 5,5% față de norma admisă.

Introducerea tehnicii înaintate constituie un obiectiv de primă importanță în industria minieră. Extinderea mecanizării preocupă toate unitățile, sporindu-se continuu productivitatea muncii. În sectorul extracției minereurilor de fier prin dotarea tuturor minelor cu stații de compresoare fixe s-a realizat în 1961 creșterea puterii instalate cu 127% față de 1948, eliminîndu-se total perforarea manuală. În prezent, havezele, mașinile de încărcat scocurile oscilante, perforatoarele electrice și alte asemenea mecanisme ușurează sau îndeplinesc munca a zeci și sute de oameni.

Astăzi pe întreaga industrie minieră lucrările de înaintare sînt mecanizate în proporție de peste 90%, operațiile de tăiere și perforare în abataje în proporție de aproape 95%, iar mecanizarea transportului în abataje s-a extins la peste 75%. La suprafață se introduce în acest an transportul cu autobasculante de 10 tone și vagoane de 1,5 m³. La Canan-Teliuc se vor da în folosință numeroase locomotive Diesel pentru mecanizarea transportului. Pentru transportul lemnelor în abataj au fost introduse numeroase trolii electrice și pneumatice.

În vederea îmbunătățirii condițiilor de securitate a muncii s-au înființat la toate minele posturi de prim ajutor și s-a introdus în proporție mare perforajul umed pentru evitarea îmbolnăvirilor de silicoză. S-au îmbunătățit condițiile de acordare a echipamentului de protecție.

Prin măsurile luate de partid și guvern crește necontenit nivelul de trai al muncitorilor mineri.

Minerii sînt răsplătiți în prezent cum se cuvine pentru eforturile lor. Salariul tarifar al minerilor a fost majorat de cîteva ori în ultimii ani, ceea ce asigură minerilor un trai tot mai bun. La acestea se adaugă diferitele drepturi de recompense, prime de vechime etc.

Pe această linie este de ajuns să arătăm că salariul mediu al minerilor a crescut cu aproape 100% în 1961 față de 1952 din care ponderea salariului tarifar este de peste 75% ca urmare a aplicării sistemului de salarizare îmbunătățit.

În anii puterii populare peste 12 000 familii de mineri, părăsind vechile cocioabe din coloniile mizere s-au mutat în apartamente noi, confortabile, construite din fondurile și cu credite de stat. Pentru nefamiliști s-au dat în funcțiune cămine cu peste 20 000 locuri. Peste 25 cluburi și palate de cultură, zeci de biblioteci, cinematografe, teatre, școli, baze sportive, spitale, dispensare, sanatorii, cabane, stau acum la îndemîna minerilor și a familiilor acestora.

O largă acțiune de construcții de locuințe se desfășoară în toate bazinele miniere. Au apărut orașe noi pentru mineri: Filipeștii de Pădure, Rovinari, Capnic, Uricani, în timp ce altele ca: Petroșani, Lupeni, Teliuc, Baia Sprie, Lonea, se dezvoltă necontenit.

Aceste realizări, precum și perspectivele luminoase ce se deschid industriei miniere în viitori ani, în cadrul Drectivelor celui de al III-lea Congres al P.M.R. sînt o urmare a politicii înțelepte a partidului nostru, care urmărește dezvoltarea tuturor ramurilor economiei naționale la nivelul cerințelor construirii societății socialiste. În această luptă un rol de seamă revine cadrelor de tehnicieni și ingineri, de maiștri și muncitori calificați. Zeci de tineri ingineri absolvenți ai Institutului de mine vor veni să întărească munca din unitățile miniere de pe întreg cuprinsul țării. De asemenea grupul școlar minier din Petroșani a dat recent industriei miniere a patra promoție de maiștri, care au fost repartizați în bazinul carbonifer Valea Jiului, precum și în alte bazine din țară.

Minerii din patria noastră răspund cu însuflețire chemării partidului de a da industriei mai mulți cărbuni, mai multe minereuri de calitate superioară.

După cum se subliniază în Directivele celui de al III-lea Congres al P.M.R. lucrătorii din industria minieră trebuie să aibă în continuare în centrul preocupărilor lor creșterea productivității muncii la abataje, precum și accelerarea lucrărilor de deschidere a noilor mine. În acest scop va trebui acordată toată atenția însușirii și introducerii de noi utilaje și metode de exploatare, adaptate condițiilor de zăcămînt, care să asigure o mecanizare avansată a proceselor de lucru, îmbunătățirea calității și reducerea prețului de cost.

Succesele dobîndite în primul semestru al anului constituie o chezășie a îndeplinirii importantelor sarcini ce revin industriei miniere în cadrul planului de dezvoltare a economiei naționale pe anii 1960—1965.

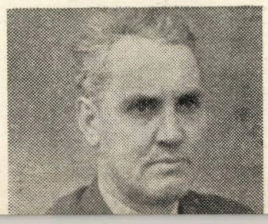
Cu prilejul Zilei Minerului, întregul popor muncitor din patria noastră urează harnicilor muncitori mineri noi succese în muncă în lupta pentru a da patriei materii prime în cantități sporite și de calitate superioară.

Miner
DAN VICTOR
Salina Ocna Dej

Miner
SZABO FERENCZ
Salina Ocna Dej

Miner
KLAIN IOSIF
Salina Cacica

Tîmplar
HOPULELE RADU
Salina Cacica



Miner
MEȘTERU ANGHEL
Salina Slănic

Miner
BREZEANU C.
Salina Slă

Progresele în producția minereurilor de fier în R.P.R. în anii puterii populare

Directivele celui de al III-lea Congres al P.M.R. prevăd o dezvoltare impetuoasă a industriei noastre socialiste în perioada planului de perspectivă, punîndu-se un accent deosebit pe industria siderurgică.

Dezvoltarea în ritm rapid a siderurgiei impune o creștere corespunzătoare a bazei de materii prime siderurgice — minereul de fier.

Ca urmare a exploatării capitaliste, în momentul naționalizării, minele de fier din țară nu aveau rezerve de minereu care să asigure dezvoltarea exploatării, deoarece timp de mai multe decenii nu s-au executat cercetări geologice de explorare și lucrări de deschideri miniere.

Printre alte deficiențe ale minelor de minereuri de fier caracteristice perioadei capitaliste sînt de menționat :

— lipsa de energie electrică și pneumatică pentru mecanizarea lucrărilor miniere ;

— exploatarea se făcea în mod nerațional și preferențial prin metode învechite, iar tehnica securității și protecția muncii aproape nu exista ; goluri mari subterane nerambleate periclitau viața muncitorilor (Ghelar, Ocna de Fier); mari masive de steril au fost lăsate neextrase, exploatîndu-se numai minereuri (Teliuc);

— exploatarea Vadu-Dobrii era abandonată din anul 1912, iar minele din Valea Iberii-Cornetu aproape închise din cauza exploatării minereului bogat și neexecutării lucrărilor de explorări și deschideri miniere. minime necesare :

— exploatarea minieră Ghelar-Central avea două orizonturi surpate și trei orizonturi inundate dinaintea primului război mondial ;

— cele două mine de la Ghelar (est și vest) erau părăsite ;

— exploatarea minieră Lueta era pe punctul de a-și închide porțile.

Imediat după naționalizare, regimul democrat-popular a luat măsuri radicale pentru redresarea acestor mine, în vederea ridicării producției de minereu și pentru îmbunătățirea substanțială a condițiilor de muncă și de viață a oamenilor muncii din acest sector al industriei grele.

La sfîrșitul anului 1948 producția de minereu de fier la cele patru mine în exploatare a înregistrat o creștere de 150% față de anul 1938.

Deci numai după șase luni de la actul naționalizării, prin măsurile luate de partid și guvern, producția din anul 1938 a fost depășită cu 50%.

Prin măsurile realizate în cadrul planurilor de stat din anii 1949 și 1950 producția de minereu de fier pe R.P.R. la sfîrșitul anului 1950 a fost de 2,5 ori mai mare față de anul 1938.

Nivelurile de dezvoltare a producției de minereuri de fier în cursul celor două planuri cincinale sînt redate mai jos :

La nivelul producției din luna iunie 1961, producția de minereu de fier din întreg anul 1938 se realizează în 22 zile lucrătoare.

Căile de creștere a producției de minereu de fier în această perioadă au fost următoarele :

— mărirea rezervelor de minereu de fier la Ghelar, Teliuc, Ocna de Fier și Lueta ;

— reconstrucția exploatărilor cu stații de compresoare ;

— generalizarea perforării mecanice a găurilor de mină ;

— mecanizarea transporturilor miniere prin extinderea transportului cu locomotive electrice, locomotive Diesel și locomotive cu abur, precum și a transporturilor cu funiculare de mare capacitate ;

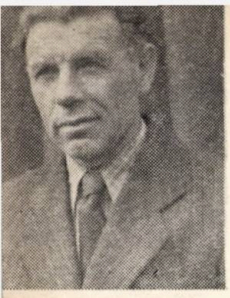
— introducerea pușcărilor în masă ;

— introducerea încărcării mecanice la suprafață cu excavatoare din țară și din import (U.R.S.S., R.S.C. și R.D.G.);

— introducerea încărcării mecanice la înaintări cu mașini de încărcat cu aer comprimat, construite în țară și electrice, importate din U.R.S.S. ;

— introducerea încărcării mecanice la suprafață cu ajutorul încărcăturilor cu benzi ;

Inginer	Maistru	Muncitor	Maistru	Lăcătuș	Maistru
AN EMILIAN	DOBIRCĂU AUREL	TOMA NICOLAE	DĂRĂU GHEORGHE	TICI HORIA	ALMĂȘAN VIORIC
ep. Gura Barza	Uz. Prep. Gura Barza	Uz. Prep. Gura Barza	Uz. Prep. Gura Barza	Uz. Prep. Gura Barza	Uz. Prep. Gura Ba

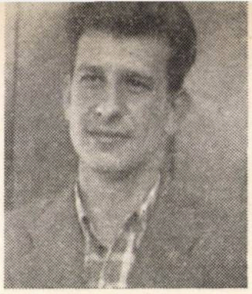


Tehnician
MARKOŞ IULIU
E.M. Roşia Montană

Miner
BOLUNDUŢ VINCENŢIU
E.M. Roşia Montană

Miner
MOLNAR IOAN
E.M. Roşia Montană

Maistru
CIOARĂ DUMITRU
E.M. Roşia Montană



Inginer
TODERAŞ ALEX.
E.M. Roşia Montană

Ingin
RUSU GR
E.M. Roşia

— introducerea transportului auto în carieră, atît la steril provenit din descopertă, cît şi la minereu ;

— introducerea unor metode de exploatare cu productivitate ridicată : metoda de exploatare prin surparea dirijată a acoperişului şi alte metode cu caracter experimental (în anii 1960 şi 1961);

— îmbunătăţirea normelor de producţie pe măsura îmbunătăţirii condiţiilor de muncă în exploatări (introducere de utilaje şi metode noi);

— organizarea muncii în mină, creşterea calificării şi folosirea unui număr din ce în ce mai mare de muncitori calificaţi, precum şi de tehnicieni şi ingineri de înaltă calificare ;

— creşterea continuă a ciştigurilor, introducerea altor stimulente materiale şi morale pentru personalul minier şi crearea unor condiţii de viaţă mult mai bune ;

— ridicarea productivităţii muncii în abataje, mine şi exploatare ;

— crearea condiţiilor de securitate a muncii şi introducerea în mare măsură a mijloacelor de combaterea bolilor profesionale ;

— antrenarea personalului minier în întrecerea socialistă între echipe, pe profesii şi între exploatări ;

— construcţia şi punerea în funcţie a staţiilor de zdrobire, clasare şi claubaj a minereurilor de fier ;

— construcţia şi punerea în funcţiune a două staţii de separare electromagnetică ;

— utilarea atelierelor mecanice ale exploatărilor.

Pentru realizarea celor arătate mai sus au fost luate o serie de măsuri tehnico-organizatorice, expuse în cele ce urmează :

Interconectarea minelor în exploatare la sistemul energetic naţional şi extinderea mecanizării proceselor principale de muncă.

Minele de fier Ghelar şi Teliuc au fost racordate la sistemul energetic naţional în primii ani ai primului plan cincinal, executîndu-se şi două mari staţii de transformare utilate cu aparataje de tipul cel mai modern.

Totodată minele de la Vadu-Dobrii au fost racordate şi ele la sistemul energetic naţional printr-o linie de 15 kV în lungime de 22 km, realizîndu-se şi electrificarea a 15 sate şi cătune, situate pînă la cota 1 200 m.

Mina Ocna de Fier a fost racordată la sistemul energetic naţional în cel de al doilea cincinal, iar mina Lueta s-a racordat la sistemul energetic naţional în cursul acestui an.

Terminarea lucrărilor de racordare a permis mecanizarea lucrărilor principale din sectorul minier fieros prin dotarea tuturor minelor cu staţii de compresoare ceea ce a dus la o creştere a puterii instalate de 1 270% în 1961 faţă de 1948, eliminîndu-se total perforarea manuală.

Extinderea mecanizării transporturilor miniere. Această măsură se extinde la majoritatea exploatărilor miniere (numai la mina Ghelar s-a mărit parcul de locomotive electrice de 4 ori şi s-a extins reţeaua de 550 V pentru locomotive electrice cu încă 3 km).

La suprafaţă s-au introdus numeroase locomotive Diesel, iar pentru transportul de la mina Vadu-Dobrii la silozurile Ghelar s-a pus în funcţiune după 40 de ani de inactivitate un funicular în lungime de peste 20 km.

La Teliuc s-a mărit de trei ori parcul de locomotive cu abur şi s-au construit două funiculare pentru transportul minereului la Combinatul siderurgic Hunedoara.

Transportul sterilului de la descopertă se execută astăzi la mina Teliuc cu o bandă de mare capacitate şi autocamioane basculante.

La Ocna de Fier s-au introdus locomotive Diesel la transportul subteran şi la suprafaţă, iar la noua exploatare Dealul Strosului, transportul sterilului şi minereului de decarburare se execută cu autocamioane basculante, producţie „Steagul Roşu"-Braşov.

Parcul de vagonete la toate minele de fier a crescut de peste patru ori, mărindu-se concomitent şi coeficientul de utilizare a vagonetelor şi locomotivelor.

Au fost introduse în subteran şi la suprafaţă trolii cu motoare electrice şi automotoare la planurile înclinate.

Pentru transportul lemnului în abataj au fost introduse trolii electrice şi pneumatice.

S-au introdus puşcările în masă cu găuri lungi verticale executate cu sondeze „Uralet". Această metodă s-a experimentat în anul 1955 la exploatarea Teliuc şi rezultatele excepţionale obţinute au permis extinderea metodei.

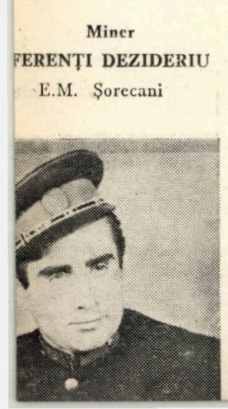
S-a realizat încărcarea mecanică la suprafaţă şi în galerii (cu excavatoare la Teliuc şi Ocna de Fier, cu maşini de încărcat acţionate cu aer comprimat şi electrice la Ghelar şi Teliuc şi cu screpere la Ghelar, Bocşa şi Lueta).

Introducerea unor metode de exploatare cu randamente ridicate. La Ghelar s-a introdus metoda de exploatare cu surparea dirijată a coperişului şi se experimentează metodele de exploatare cu surpare în subetaje şi cu înmagazinare care totodată este experimentată şi la Teliuc şi Bocşa.

Datorită metodelor noi introduse, organizării muncii, creşterii calificării muncitorilor, ridicării salarizării şi antrenării întregului personal în întrecerile socialiste au crescut simţitor randamentele (la Ghelar, randamentul pe întreprindere a crescut de la 0,40 tone/post în 1938 la 1,7 tone/post în 1960).

Construcţia de staţii de antezdrobire şi separare electromagnetică. S-au construit şi s-au dat în funcţiune

Miner
FERENŢI DEZIDERIU
E.M. Şorecani



Brigadier
JIMBOREANU PETRU
E.M. Şorecani

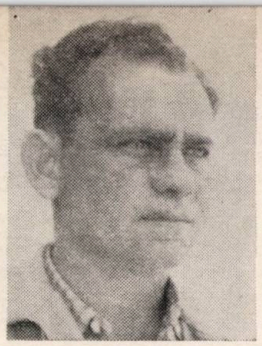
Brigadier
SOCA VASILE
E.M. Şorecani

Brigadier
BĂLĂNEANU ION
E.M. Şorecani

Brigadier
FIREZAR PETRUI
E.M. Bratca

Brigadi
CABA PET
E.M. B

Maistru
IOCEANU IOAN
.M. Uricani



Inginer
SZÜSZER ALEXANDRU
E.M. Uricani

Miner
TIMOFTE SPIRIDON
E.M. Uricani

Inginer
PEŞITZ IOSIF
E.M. Uricani

Miner
SORESCU CONSTANTIN
E.M. Uricani

Inginer
IUNGER HERMAN
E.M. Uricani

staţii de antezdrobire la I.M. Ghelar, I.M. Teliuc şi Lueta.

La Ocna de Fier, în vederea exploatării raţionale şi îmbunătăţirii calităţii minereurilor, s-a construit şi s-a pus în funcţie în 1959 staţia de separare electromagnetică.

Toate staţiile de antezdrobire sînt prevăzute cu ciururi vibratoare pentru clasarea minereurilor şi benzi de claubaj pentru alegerea sterilului vizibil.

Utilizarea şi amplificarea atelierelor mecanice ale minelor. La Teliuc s-a construit un atelier nou, dotat cu utilaj modern : strunguri, maşini de ascuţit sfredele, maşini de găurit, maşini de frezat, raboteze etc., iar atelierul mecanic de la Ghelar a fost amplificat.

Asigurarea securităţii miniere la exploatări. S-au pus în funcţie la toate minele posturi de prim ajutor şi s-a introdus într-un procentaj ridicat perforarea umedă, în vederea evitării îmbolnăvirilor de silicoză. De asemenea, la toate minele au fost introduse obligatoriu şi gratuit echipamentul de protecţie.

Asigurarea securităţii miniere la exploatări. S-au pus în funcţie la toate minele posturi de prim ajutor şi s-a introdus într-un procentaj ridicat perforarea umedă, în vederea evitării îmbolnăvirilor de silicoză. De asemenea, la toate minele a fost introdus obligatoriu şi gratuit echipamentul de protecţie.

La înaintări, s-a introdus aerajul artificial — pneumatic sau electric.

În vederea evacuării apelor s-au construit şi s-au pus în funcţie noi staţii de pompe la Ghelar, Teliuc, Ocna de Fier şi Lueta.

Toate staţiile pentru epuizarea apelor s-au dotat cu pompe electrice centrifugale şi cu rezervele necesare.

Reconstrucţia minelor în exploatare. La exploatarea Ghelar s-au redeschis, punîndu-se în exploatare, două orizonturi şi s-au executat lucrările de deschidere — pregătire la alte trei.

Tot la Mina centrală Ghelar s-a executat adîncirea puţului principal pe trei orizonturi, iar la Mina Vadu-Dobrii s-a executat legătura pe verticală tot între trei orizonturi.

În total, în perioada 1948–1960 s-au forat 15 110 m sondaje şi s-au săpat 10 130 m lucrări miniere.

S-a exploatat integral rezerva de minereu de fier (limonită) de la Alun şi s-au valorificat stocurile de minereuri de fier rămase de la capitalişti la Mina Vadu-Dobrii, considerate pînă atunci neutilizabile în furnale.

În exploatarea Teliuc s-a executat toate lucrările de deschidere şi pregătire şi s-a dat în exploatare un nou orizont.

S-au reconstruit treptele în carieră şi s-a deschis şi s-a pus în exploatare zăcămîntul din adîncime de la Mina „1 Mai".

În total s-au forat în perioada 1948–1960 31 mii m de sonde şi s-au săpat 4,3 mii m lucrări miniere.

La Ocna de Fier s-au făcut lucrări de redeschidere şi s-au rambleat masiv golurile vechi.

S-au executat lucrări de deschidere şi pregătire a corpurilor de minereu în adîncime şi s-a deschis printr-o galerie de 3,5 km, zăcămîntul de minereuri complexe de la Dognecea.

La Lueta s-au redeschis lucrările miniere părăsite şi s-a deschis zăcămîntul sub galeria de bază, executîndu-se lucrări mari de explorare, în urma forajelor făcute.

★

În privinţa creşterii rezervelor, măsurile luate începînd din anul 1959 au fost încununate de succes, baza materială a zăcămintelor aflate în exploatare crescînd considerabil prin punerea în evidenţă a unor noi zăcăminte.

1. *În masivul Poiana Ruscă — zona centrală şi de sud,* s-au executat cercetări geologice complexe, care au constat din prospecţiuni geologice detaliate, prospecţiuni geofizice (magnetometrice şi gravimetrice), stratigrafie, studii de microtectonică, explorări prin foraje şi lucrări miniere, care au condus în cele din urmă la stabilirea structurii geologice a regiunii şi la precizarea în cadrul acesteia a complexului purtător de minereu de fier.

Cunoaşterea zonei propice pentru mineralizare a permis trecerea la o explorare sistematică a regiunii şi la punerea în evidenţă în cele din urmă a trei zăcăminte noi. Totodată, în zona Pădurea Oraşului-Nicolson, s-a dovedit continuarea zonei mineralizate spre vest.

Mineralizaţia este localizată în calcarele dolomitice sau în şisturile cloritoase şi este constituită în general din siderită şi mai puţin magnetică, limonită şi ankerită.

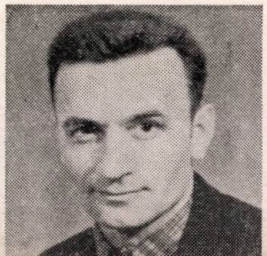
Explorarea acestor zăcăminte nu a fost terminată. În anul 1961 şi în perioada următoare se vor executa lucrări de cercetare şi extindere şi adîncime pentru determinarea întregului potenţial al zăcămintelor.

2. *În zona nordică a masivului Poiana Ruscă,* au fost puse în evidenţă mai multe anomalii geofizice, care, verificate prin prospecţiuni geologice de detaliu şi foraje, au indicat zone de impregnaţii de magnetită, hematită şi limonită în şisturile cristaline.

Inginer
AŞAN ŞTEFAN
E.M. Barza

Inginer
DINEŞ IOAN
E.M. Barza

Miner
LUNDUŢ ALEX. II
E.M. Baia de Arieş



Miner
NISTEA VASILE
E.M. Baia de Arieş

Inginer
SPRINCEANA D-TRU
E.M. Baia de Arieş

Inginer
CRĂCIUN ROMUL
E.M. Baia de Arie

Brigadier
UDOSE I. IOAN
E.M. Şotînga

Miner
PANĂ M. IOAN
E.M. Şotînga

Maistru
ILIE SIMION
E.M. Şotînga

Brigadier
PLEŞA S. IOAN
E.M. Şotînga

Brigadier
PĂUNESCU IOAN
E.M. Şotînga

Artificier
POPESCU D. D
E.M. Şoting

Programul de lucrări geologice din anul 1961 va aduce o serie de date noi asupra acestor mineralizări, pentru a se putea cunoaşte valoarea lor economică.

În ceea ce priveşte sectorul Luncani — Tomeşti, trebuie menţionat că lucrările de aici au început de curînd.

3. *Zăcămîntul Ocna de Fier — Dognecea,* cantonat la contactul dintre banatite şi sinclinalul de calcare, a fost în general conturat şi nu mai necesită un program susţinut de lucrări de cercetare. Mineralizaţia este constituită din magnetită, hematită şi fier oligist, asociate cu minerale de skarn şi în unele zone cu sulfuri complexe.

Pentru viitor, se recomandă cercetarea detaliată a celor trei fişii de intruziuni banatitice care se extind pînă în Munţii Apuseni, unde s-ar putea descoperi zone în care să fi existat condiţii de mineralizare identice cu cele de la Ocna de Fier — Dognecea.

4. *Zăcămîntul Lueta* s-a dezvoltat simţitor în ultima perioadă. Lucrările de prospecţiuni şi exploatare prin foraje executate în ultimii doi ani, au condus la rezultate foarte bune, avînd în vedere volumul foarte redus de rezerve cunoscute la data de 1 ianuarie 1960 şi aprecierile de perspectivă. Forajele de referinţă, amplasate la nord de actualul cîmp minier Lueta, au indicat prezenţa mineralizaţiei la o distanţă de cca. 2 km de acesta, iar forajele de îndesire au dovedit continuitatea zăcămîntului de siderită de la limita dintre aglomeratele andezitice şi sedimentele miocene pe toată această suprafaţă. Grosimea zonei mineralizate variază în limite foarte largi, iar extinderea acesteia încă nu s-a stabilit. Se pare că pe întregul flanc vestic al masivului Harghita au existat condiţii asemănătoare de mineralizare.

În afară de mineralizaţia localizată la limita dintre aglomeratele andezitice şi sedimentar, forajele de referinţă şi explorare au detectat şi alte zone mineralizate în complexul aglomeratic, însă pînă în prezent nu s-a putut face o corelare a lor. Există indicii să se creadă că viitoarele lucrări vor dovedi continuitatea acestor mineralizări pe suprafeţe mai mari, mineralizări care să constituie obiectul unor exploatări miniere.

Pentru stabilirea potenţialului economic al zăcămîntului Lueta, este necesar ca în anii viitori cercetarea prin foraje şi lucrări miniere să fie extinsă pe tot flancul vestic al masivului Harghita.

5. *Zăcămîntul Căpuşul Mic — regiunea Cluj,* pus în evidenţă în cursul anului 1960 de către colectivul catedrei de Mineralogie de la Universitatea din Cluj, a deschis noi perspective pentru cercetarea zăcămintelor de minereu de fier de origină sedimentară în ţara noastră. Mineralizaţia se prezintă sub formă de oolite feruginoase şi este cantonată în depozitele eocene. Coperişul stratului este constituit în general din calcare cu *Mummulites perforatus,* iar culcuşul din calcarele de Agîrbiciu, ambele constituind orizonturi reper. Grosimea medie a zonei mineralizate în perimetrul de sud (Satra) este de cca. 4 m, iar conţinutul mediu de cca. 32% Fe. Încercările de preparare a acestui minereu au condus la rezultate bune.

Lucrările de cercetări geologice şi tehnologice ce se execută în anul acesta vor clarifica importanţa economică a perimetrului nordic, al cărui volum de rezerve este mult superior faţă de zona Satra.

Limitele zăcămîntului de limonită oolitică din perimetrul Căpuş au fost în general conturate. Sarcina de viitor rămîne de a cerceta toate apariţiile Eocenului din Bazinul Transilvaniei pentru a se putea descoperi eventual alte zăcăminte de acest gen.

6. Prin prospecţiunile geofizice regionale executate în ultimii ani au fost conturate în *regiunea Dobrogea, la Palazu Mare* şi *Cocoşul,* două anomalii magnetice puternice. Sondele de prospecţiune executate au indicat prezenţa mineralizaţiei la o adîncime de peste 500 m, localizată în cristalinul de fundament. Volumul foarte mare de rezerve apreciat, obligă pe specialiştii noştri să caute soluţiile tehnice, pentru ca în viitor să se poată trece la valorificarea acestui zăcămînt.

7. Ca regiuni de perspectivă se pot menţiona : *Mădăraş — R. Mureş,* pe flancul estic al masivului Harghita, Munţii Călimani, Rodna Veche (unde recent a fost pus în evidenţă un corp de magnetită), *Topleţ — V. Iardaşiţa* în apropierea de Orşova şi sectorul *Bătrineşti — Botoşani,* unde a fost conturată de curînd o puternică anomalie magnetică, produsă de un corp perturbant, localizat probabil în fundamentul cristalin al Platformei Moldoveneşti.

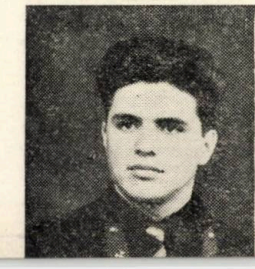
Toate aceste realizări au fost posibile datorită faptului că an de an s-au alocat fonduri din ce în ce mai sporite. Lucrările s-au executat sistematic, începînd cu prospecţiunea geologică şi geofizică şi terminînd cu deschiderea zăcămintelor cu lucrări miniere subterane.

Partidul şi guvernul au arătat o grijă deosebită faţă de condiţiile de viaţă ale minerilor de la minele de minereuri de fier, punîndu-le la dispoziţie un număr

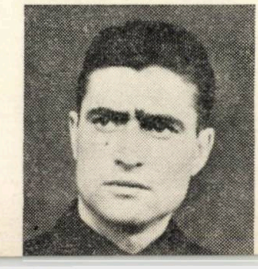
Brigadier
AGUŞINOIU GH.
VASILE
E.M. Şotînga

Miner
TOADER DUMITRU
E.M. Ceptura

Miner
CĂPRARU MIHAI
E.M. Ceptura



Miner
NĂFTANAILĂ V.
E.M. Ceptura



Miner
MICU GR. ION
E.M. Ceptura

Miner
ŞTEFAN G. ŞT
E.M. Ceptu

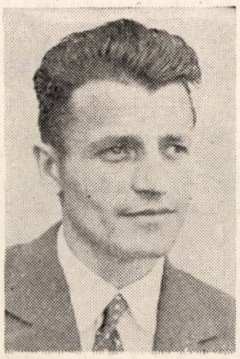
însemnat de locuințe, băi, creșe, cantine, cluburi, săli și terenuri de sport, precum și o școală profesională și o școală de maiștri mineri și preparatori, pentru formarea cadrelor medii necesare tuturor întreprinderilor tutelate de Direcția minelor de fier, mangan și nemetalifere din Ministerul Minelor și Energiei Electrice.

Sute de mineri, tehnicieni și ingineri mineri au fost decorați cu „Medalia Muncii" și „Ordinul Muncii", mulți au fost trimiși să-și petreacă concediile de odihnă în stațiunile balneo-climaterice de la munte și mare din țară și din străinătate, iar celor bolnavi li s-au asigurat tratamentele în cele mai bune sanatorii și spitale din țară. Se îmbunătățesc de asemenea în mod continuu condițiile de lucru ale inginerilor, tehnicienilor și funcționarilor.

Acesta este în linii mari bilanțul obținut în dezvoltarea producției de minereuri de fier după 13 ani de la naționalizare.

Și în anul acesta minerii sectorului fier, mangan și nemetalifere, ca și toți minerii patriei noastre întîmpină cu noi succese cea de-a 17-a aniversare a eliberării Romîniei de sub jugul fascist, depunînd toate eforturile pentru realizarea Directivelor celui de-al III-lea Congres al P.M.R. care prevăd printre altele pentru acest sector : introducerea și generalizarea de noi metode de exploatare cu productivitate mărită, aplicarea tehnicii noi la nivelul mondial, conform Hotărîrii Comitetului Central al P.M.R. și al Consiliului de Miniștri al R.P.R. din iulie 1960, precum și lărgirea bazei materiale a siderurgiei prin creșterea rezervelor de minereu de fier.

Tehnician
CA IOAN
M. Petrila



Miner
NEAGU GHEORGHE
E. M. Petrila

Miner
DEMETER IOAN
E. M. Petrila

Inginer
ILIESCU GHEORGHE
E.M. Uricani

Inginer
MOGYOROȘ EMERIC
E.M. Lupeni

Inginer
CIOICA VALER
E.M. Vulcan

Șef brigadier
A TEODOR
I. Herja

Miner
GRIGORE AUREL
E.M. Herja

Miner
MEREA PETRE
E.M. Baia Sprie

Miner
SĂCĂLUȘ GHEORGHE
E.M. Baia Sprie

Miner
ONEA VASILE
E.M. Nistru

Miner
SIMORI IOAN
E.M. Nistru

Considerații asupra extracției pe puțurile oarbe

Ing. AL. PANAITESCU

La minele de cărbuni din R.P.R., cele mai multe dintre puțurile oarbe, care servesc pentru extracția de la orizonturile intermediare, sînt prevăzute cu colivii simple, pentru un singur vagonet (fig. 1).

Capacitatea redusă de extracție a acestor puțuri nu constituie un impediment atunci cînd extracția se face numai între două orizonturi și cînd sectoarele pe care le deservesc nu necesită mai mult de 800—1 000 vagonete/zi. Aceasta se poate realiza cu instalațiile existente, în condiții normale de lucru.

Mașina construită pentru extracția vagonetelor cu capacitate de 1 m³ se fabrică în țară, sub denumirea de troliu tip Lonea, pentru 100 sau 150 m adîncime.

Cu toate că viteza de extracție a acestei mașini nu depășește 4 m/s, debitul instalației de extracție nu este mult influențat de distanța dintre orizonturile intermediare și orizontul principal, deoarece, cu rare excepții, această distanță este sub 100 m.

Adîncimea medie a celor 35 de puțuri oarbe, care erau în funcțiune la minele noastre de cărbuni în anul 1958, a fost de 96 m, adîncimea maximă fiind de 160 m. Deși adîncimea va crește, în măsura în care se vor mări distanțele dintre orizonturi, distanța medie de transport la puțurile oarbe nu va depăși cu mult 100 m. Capacitatea de extracție a puțurilor oarbe este însă mult influențată de durata descărcării și încărcării coliviilor, de numărul cuplărilor necesare în fiecare schimb pentru deservirea mai multor orizonturi, precum și de cantitatea de lemn sau alte materiale, ce se transportă prin transbordare în colivie.

Mecanizarea încărcării și automatizarea circulației vagonetelor la rampele puțurilor oarbe necesită instalații speciale, la care de cele mai multe ori s-a renunțat datorită duratei scurte de utilizare a acestora la orizonturile intermediare (2—3 ani).

Pentru reducerea numărului de puțuri oarbe s-a încercat concentrarea extracției la puțuri cu colivie dublă (pentru două vagonete pe un singur etaj). Aceste instalații de extracție se recomandă la sectoarele unde se transportă mai mult de 1 000 vagonete/zi și extracția se face de la mai multe orizonturi intermediare, cu condiția ca prin această concentrare transportul pe galeriile de la orizonturile intermediare să nu devină prea costisitor.

Prin micșorarea numărului puțurilor oarbe și prin mecanizarea deservirii puțurilor oarbe de mare capacitate, se ajunge la o reducere a efectivelor utilizate pentru transportul vertical.

Puțurile oarbe cu colivie dublă se con-

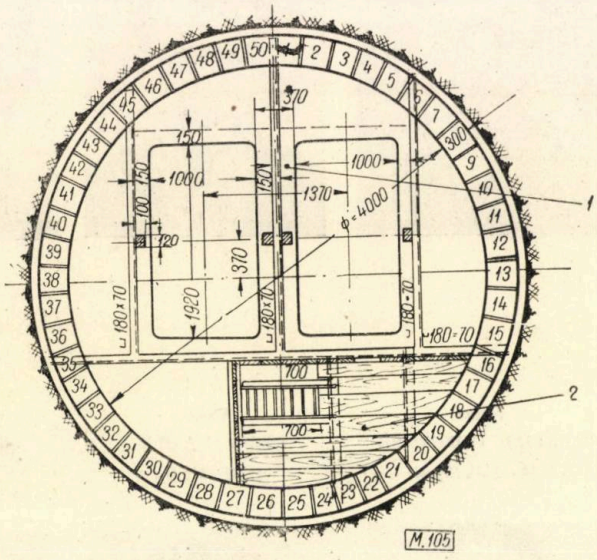


Fig. 1. Compartimentarea puțului cu două colivii simple: *1* — secția de transport; *2* — secția de circulație.

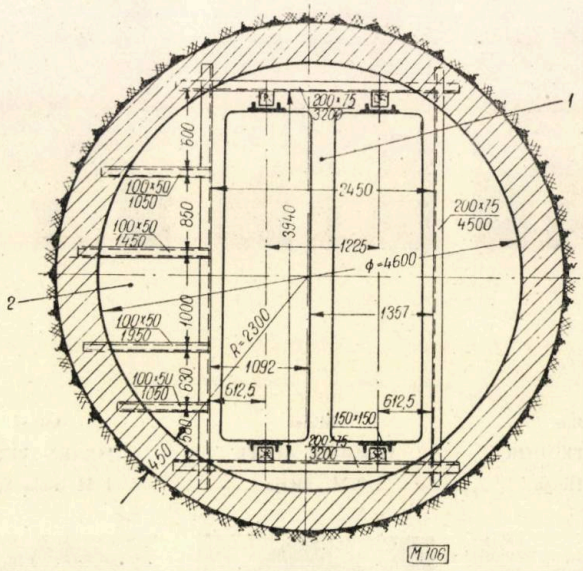


Fig. 2. Compartimentarea puțului cu două colivii duble: *1* — secția de transport; *2* — secția de circulație.

struiesc cu diametrul liber de 4,6 m (față de 4,0 m cît este diametrul puțurilor oarbe cu colivie simplă). În figura 2 este indicată compartimentarea acestor puțuri, care au un profil de săpare de 23,75 m², profilul liber fiind de 16,61 m².

Pentru puțurile oarbe cu colivie dublă s-au fabricat în R.P.U. mașini de extracție cu următoarele caracteristici :

– diametrul tamburilor	3 000 mm ;
– lățimea tamburilor	800 mm ;
– puterea motorului	280 CP cu 720 rot/min.

Mașina poate extrage două vagonete de 1 m³, cu steril, sarcina utilă fiind 2 × 1 600 kg. Cu o singură înfășurare mașina de extracție poate servi pentru adîncimea de 140—150 m. Viteza de regim este 4,5 m/s, durata unei curse de la adîncimea maximă fiind de circa 60 secunde (circa 40 secunde pentru transport și circa 20 secunde pauza).

Camera mașinii de extracție, după cum rezultă din figura 3, are dimensiunea destul de mare și necesită o deosebită grijă la săpare și betonare. Încărcarea la fiecare orizont se face cu ajutorul împingătoarelor

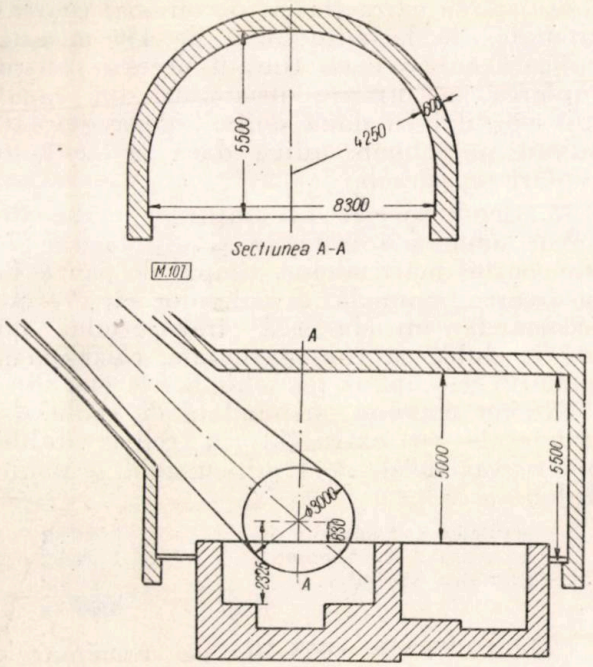


Fig. 3. Camera mașinii pentru extracția cu două colivii duble.

electrice, iar pentru circulația automată a vagonetelor goale se folosește un lanț elevator (fig. 4). Acționarea frînelor, a împingătoarelor și a podurilor basculante se face cu ajutorul aerului comprimat.

Practic, se realizează în medie, de la 100 m adîncime, o cursă completă în 50 secunde (circa 30 secunde transportul și circa 20 secunde pauza).

Deși puțul orb are o capacitate mare de extracție, se constată că extracția se poate face în condiții satisfăcătoare numai de la două orizonturi intermediare. Dacă numărul

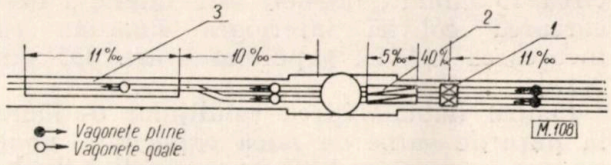


Fig. 4. Circulația automată a vagonetelor la extracția cu două colivii duble :
1 — frîne ; *2* — împingătoare ; *3* — lanț elevator.

orizonturilor este mai mare, atunci timpul pierdut pentru cuplare constituie un inconvenient, care se resimte mult în perioadele de vîrf ale extracției.

Schimbarea de orizont se face într-un interval de 10—15 minute, după îndeminarea la care ajunge personalul ce efectuează această operație.

Puțurile oarbe cu colivie dublă servesc, în afară de transportul personalului (cîte 16 persoane la un transport), și pentru transportul cu căruciorul al materialelor, care au o lungime de maximum 3,3 m.

După cum s-a arătat, instalația descrisă se aplică numai în anumite cazuri, cînd necesitățile de extracție depășesc capacitatea puțurilor cu colivie simplă.

Majoritatea puțurilor oarbe sînt cu colivie simplă și deservire manuală, extracția făcîndu-se de cele mai multe ori de la două sau mai multe orizonturi (în special la minele din Valea Jiului).

Pe lîngă inconvenientele pe care le prezintă puțurile oarbe cu colivie simplă, fără mecanizarea încărcării și descărcării vagonetelor, se mai adaugă timpul ce se pierde pentru efectuarea cuplării la diferite

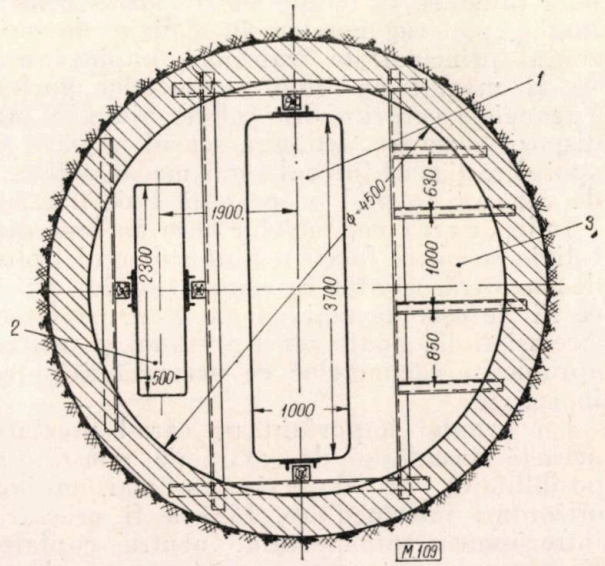


Fig. 5. Compartimentarea puțului cu o colivie dublă :
1 — colivia ; *2* — contragreutatea ; *3* — secția de circulație.

orizonturi, care în orele de vîrf ale extracției reprezintă 20—25% din timpul total de lucru. În afară de aceasta, transportul materialelor prin transbordarea în colivie necesită circa 15 minute, întrucît este interzisă descărcarea coliviei inferioare simultan cu încărcarea coliviei superioare (art. 453 din NTS).

Pentru îmbunătățirea condițiilor de lucru la puțurile oarbe de mică capacitate, unde nu este necesară utilizarea unei colivii duble, se propune analizarea folosirii instalațiilor de extracție cu o singură colivie dublă, echilibrată printr-o contragreutate.

În acest caz colivia avînd o lungime de 3,7 m, puțul orb urmează să fie săpat cu diametrul liber de 4,5 m (fig. 5), dacă secțiunea este circulară. S-ar putea utiliza

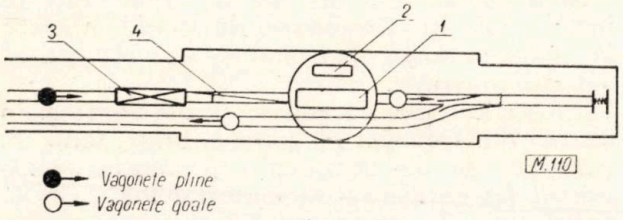


Fig. 6. Circulația vagonetelor la extracția cu o singură colivie dublă :
1 — colivia ; *2* — contragreutatea ; *3* — frîna ; *4* — împingătorul.

profilul eliptic sau în arce de cerc, însă acestea nu aduc o micșorare importantă a secțiunii de săpare, în schimb prezintă inconvenientele cunoscute, atît în ce privește săparea puțului cît și rezistența la presiunea rocilor.

Circuitul vagonetelor la fiecare orizont al puțului va fi simplificat, avînd o singură linie pentru vagonetele goale și o a doua linie pentru vagonetele pline. La orizonturile de unde se face extracția, pe linia vagonetelor pline, se va monta un dispozitiv pentru împingerea vagonetelor în colivie (la orizontul principal de transport, împingătorul va fi montat pe linia vagonetelor goale). Vagonetele care ies din colivie ajung la un dispozitiv cu arc, schimbă sensul mișcării și apoi direcția cu ajutorul unui macaz acționat de vagonet, trecînd pe cealaltă linie (fig. 6).

Îndepărtarea vagonetelor care au ieșit din colivie se poate face cu ajutorul unui troliu de manevră, montat în rampa puțului, astfel ca să fie ușor de acționat de către cuplător. Același troliu poate servi eventual și pentru apropierea vagonetelor ce urmează să intre în colivie.

Un avantaj important pe care-l prezintă această instalație de extracție constă în posibilitatea de deservire a mai multor orizonturi intermediare, fără a fi neecsară întreruperea transportului pentru cuplare. Față de puțurile oarbe actuale, unde schimbarea orizontului necesită o cuplare iar materialele cu lungime mai mare de 1,5 m trebuie descărcate în colivie și apoi încărcate din nou ; folosirea unei singure colivii duble mărește capacitatea de extracție cu 30—40%, în funcție de numărul orizonturilor intermediare pe care le deservește puțul și de cantitatea de materiale.

De exemplu, dacă la un puț orb cu colivie simplă, care deservește două orizonturi, se face o schimbare de orizont la fiecare două ore și în acest interval se transportă numai două colivii cu lemn, rezultă că pentru restul transporturilor rămîne disponibil un timp de :

$$120 - (10 + 2 \times 15) = 80 \text{ minute.}$$

În cazul extracției cu colivie dublă și contragreutate, timpul disponibil pentru transportul utilului este :

$$120 - (0 + 2 \times 2) = 116 \text{ minute,}$$

dacă se consideră timpul maxim pentru transportul unui cărucior cu lemn, 2 minute.

În prescripțiile referitoare la mașinile de extracție („Richtlinien zur Typenauswahl einer Schachtförderanlage" din R.P.U.) se consideră că extracția cu o colivie și contragreutate, de la adîncimea de 150 m este indicată numai dacă timpul necesar pentru cuplarea la diferite orizonturi (în cazul transportului cu două colivii) depășește 110 minute pe schimb, adică dacă se fac 5—6 cuplări pe schimb.

În cazul special al puțurilor oarbe de sector unde mai intervin și alți factori — transportul materialelor, timpul de pauză la încărcarea manuală a coliviilor etc. — se recomandă introducerea transportului cu colivie dublă și contragreutate, chiar dacă numărul de cuplări pe schimb este mai mic.

Sarcina maximă suspendată de cablu, la instalațiile cu extracția cu colivie dublă pentru vagonetele de 1 m³, cu steril, se poate deduce astfel :

– greutatea coliviei	2 500 kg
– greutatea a 2 vagonete	1 250 kg
– greutatea sterilului	3 200 kg
Total :	6 950 kg

Cablul STAS 1355-50, cu următoarele caracteristici :

– diametrul	30 mm,
– $\sigma_{teor.}$	160 kg/mm²,
– diametrul sîrmei	1,4 mm,
– greutate	3,15 kg/m,

satisface coeficienții de siguranță ceruți de NTS, avînd o sarcină de rupere de 54 600 kg.

La transportul sterilului coeficientul de siguranță este :

$$\frac{54\,600}{6\,900 + 150 \times 3{,}15} = 7{,}4.$$

La transportul personalului, sarcina totală ajunge la :

– greutatea coliviei	2 500 kg
– greutatea încărcăturii (16×80=1 250 kg)	1 280 kg
Total :	3 780 kg

iar coeficientul de siguranţă este

$$\frac{54\,600}{3\,780 + 150 \times 3{,}15} = 12{,}8.$$

Contragreutatea va fi dimensionată ca să echilibreze cel puţin jumătate din greutatea utilă în cazul extracţiei de cărbuni, întrucît majoritatea curselor vor fi efectuate pentru transportul de cărbuni.

Greutatea coliviei şi a două vagonete cu cărbuni fiind :

2 500 + 1 250 + 2 000 = 5 750 kg,

rezultă că contragreutatea va avea 4 750 kg, iar sarcina neechilibrată va fi 1 000 kg (făcînd abstracţie de greutatea cablului de extracţie).

În cazul extracţiei de steril, sarcina neechilibrată va fi :

6 900 — 4 750 = 2 150 kg.

Aceeaşi sarcină neechilibrată rezultă şi în cazul cînd se ridică contragreutatea, aceasta fiind echilibrată numai de colivia goală :

4 750 — 2 150 kg = 2 150 kg

(neglijînd greutatea cablului de extracţie).

Aplicînd formula cunoscută, pentru calculul aproximativ al puterii motorului :

$$P = \frac{K\,Q\,H\,\rho}{102\,T\,\eta\,t}$$

în care :

$K = 1{,}15$ — este coeficientul rezistenţelor din puţ în cazul extracţiei cu o colivie şi contragreutate,

$Q = 2150$ kg — sarcina neechilibrată (neglijînd greutatea cablului de extracţie),

$H = 150$ m — înălţimea de extracţie,

$\rho = 1{,}3$ — caracteristica regimului dinamic,

T = circa 55 s — durata efectivă a cursei, viteza de regim fiind 6 m/s şi acceleraţiile 0,8 m/s,

$\eta t = 0{,}92$ — randamentul transmisiei dinţate,

rezultă :

$$P = \frac{1{,}15 \times 2150 \times 150 \times 1{,}3}{102 \times 35 \times 0{,}92} \approx 150 \text{ kW}.$$

Consumul util de energie (W_0) pentru extracţia de cărbune, care constituie cea mai mare parte a transporturilor ce se efectuează cu maşina de extracţie, va fi :

$$W_0 = \frac{QH}{102 \times 3\,600} = \frac{1\,000 \times 150}{102 \times 3\,600} = 0{,}41 \text{ kWh}$$

pentru o cursă.

Consumul de energie este aproximativ acelaşi ca în cazul utilizării maşinilor de extracţie obişnuite (cu două colivii şi un singur vagonet pe colivie), la care sarcina neechilibrată în cazul extracţiei de cărbune este de asemenea 1 000 kg, pentru fiecare cursă.

Capacitatea de extracţie a instalaţiei, de la adîncimea de 150 m, este de circa 60 vagonete pe oră.

Maşina de extracţie va avea un singur tambur cu diametrul de circa 2,4 m (de 80 de ori diametrul cablului de extracţie), lăţimea tamburului fiind de circa 1 m, pentru spirele libere neecsare înfăşurării şi desfăşurării cablului în timpul cursei, pentru spirele necesare pentru aderenţă şi pentru spirele de rezervă pentru tăierea periodică a cablului în vederea efectuării probelor de rezistenţă.

Pentru contragreutate va trebui să se prevadă posibilitatea de a se deplasa cu 2—3 m în jompul puţului, în cazul alungirii cablului de extracţie sau cînd se desfăşoară o spiră pentru tăierea cablului.

Examinînd posibilitatea de a folosi o maşină de extracţie cu roată de fricţiune, rezultă că din cauza diametrului mai mare necesar pentru cablul de extracţie (coeficientul de siguranţă la transportul de materiale fiind minimum 8), cît şi pentru a se realiza presiunea admisibilă pe geanta roţii, se ajunge la dimensiuni mari pentru roata de fricţiune (ϕ =3 — 4 m).

Datorită faptului că încărcarea şi descărcarea coliviei la sfîrşitul cursei se face numai la un singur orizont, pauza este mai scurtă. Cînd această operaţie se face concomitent la două orizonturi, orice întîrziere care se produce la unul din orizonturi lungeşte pauza.

Cuplătorul va semnaliza direct la mecanicul de la maşina de extracţie, şi astfel se evită semnalele dintre cuplătorii de la cele două orizonturi deservite, şi prin aceasta şi o sursă de accidente.

Aceasta ar putea duce la acţionarea directă a maşinii de extracţie, fără mecanic. În acest caz maşina de extracţie ar putea fi prevăzută cu dispozitive de acţionare pentru efectuarea curselor numai între orizonturile secundare şi orizontul principal (în ambele sensuri). Dacă se iveşte necesitatea de a se efectua curse între orizonturile secundare (ceea ce se întîmplă rar), legătura se va face prin orizontul principal, efectuînd o cursă în plus.

De asemenea, s-ar putea studia montarea maşinii de extracţie în turnul puţului.

Concluzii

Pentru mecanizarea deservirii puțurilor oarbe, la rampe, se recomandă, la minele de cărbuni din țară, folosirea instalațiilor de extracție cu colivii duble (pentru două vagonete).

În cazul puțurilor oarbe care transportă mai mult de 1 000 vagonete pe zi, se aplică instalațiile cu două colivii duble, care au fost descrise la începutul acestui articol.

La puțurile ooarbe de sector care servesc pentru extracția a cel mult 1 000 vagonete pe zi, de la mai multe orizonturi secundare, precum și pentru introducerea materialelor la aceste orizonturi, se recomandă ca în locul extracției cu două colivii (fiecare avînd cîte un vagonet) să se folosească extracția cu o singură colivie, pentru două vagonete, colivia fiind echilibrată printr-o contragreutate.

Dacă se face comparația între cele două instalații de extracție, rezultă următoarele :

1. Extracția cu colivie dublă (pentru două vagonete) necesită mărirea diametrului util al puțului de la 4 m la 4,3—4,5 m (după lungimea maximă a materialelor care se transportă pe puț, 3,3—3,5 m).

2. Mașina de extracție la instalația cu o singură colivie prezintă unele simplificări, deoarece se poate construi cu un singur tambur ; necesită însă un motor a cărui putere este cu 50% mai mare decît în cazul extracției cu colivie simplă. De asemenea, partea mecanică a mașinii de extracție trebuie să fie dimensionată pentru o sarcină mai mare.

Consumul de energie în ambele cazuri este aproximativ același.

3. Avînd un singur tambur la mașina de extracție, se utilizează numai un cablu de extracție, însă cu diametrul mai mare (30 mm față de 26 mm, cît se folosește pentru extracția cu o colivie simplă).

4. Instalația de extracție cu o singură colivie dublă, mai prezintă însă următoarele avantaje :

a) Extracția se poate face de la orizonturile intermediare fără cuplare.

b) Se pot introduce materialele pînă la 3,5 m lungime, direct cu căruciorul, fără a mai fi necesară descărcarea în colivie și apoi reîncărcarea pe cărucior la celălalt orizont.

c) Deservirea coliviei se face pe o singură linie, încît aceasta se poate mecaniza, cu investiții reduse, la fiecare rampă, prin utilizarea unui împingător și a unui pod oscilant, reducîndu-se astfel timpul de pauză. La rampele puțurilor nu sînt necesare trei linii ferate (cînd nu există galerie de ocol). O linie ferată pentru vagonete pline și o a doua linie pentru vagonete goale sînt suficiente.

d) Întrucît încărcarea și descărcarea coliviei la sfîrșitul cursei se face numai la un singur orizont, pauza se scurtează, iar semnalul dintre cuplătorii de la cele două orizonturi se suprimă.

e) Cuplătorul semnalizează direct la mașina de extracție, ceea ce simplifică deservirea puțului, mărește securitatea și transportul de puț, știut fiind că majoritatea accidentelor la puț au avut loc datorită semnalizării greșite între cuplători.

După pornirea coliviei, cuplătorii dispun de un interval mai mare de timp pînă sosește din nou colivia la orizont. În acest interval ei pot să efectueze diferite manevre în jurul puțului și să pregătească încărcătura pentru colivia următoare.

În orele de vîrf ale transportului pe puț, cuplătorii deservind o singură linie și avînd timp suficient pentru pregătirea încărcăturii, își pot îndeplini serviciul cu mai multă promptitudine și fără enervarea care adesea constituie cauza greșelilor ce se comit în transportul pe puț, cu repercusiuni destul de grave.

f) Prin simplificarea și mecanizarea operațiilor la rampele puțurilor, personalul de deservire se poate reduce la doi cuplători.

g) Instalația de extracție făcîndu-se cu o singură colivie, care poate fi adusă la nivelul dorit nu mai este necesară oprirea frecventă a instalației pentru ajustarea cablului, datorită alungirii.

h) Suprimarea manevrelor necesare pentru aducerea coliviilor exact la orizont permite utilizarea unei mașini de extracție fără mecanic. În acest scop este necesar ca la mașina de extracție să existe dispozitive separate de acționare și oprire a mașinii pe distanța dintre fiecare orizont secundar și orizontul principal. Aceste dispozitive ar intra în funcțiune la semnalul cuplătorului care deservește colivia. În consecință, la orizonturile intermediare ar exista un singur semnal, iar la orizontul principal s-ar cupla semnalul orizontului intermediar de unde se face transportul.

h) Transportul cu colivie dublă permite utilizarea în viitor a vagonetelor de 2 m³.

i) Mașina de extracție poate fi folosită și la puțurile oarbe cu capacitate mică de extracție, de la minele de minereuri.

În rezumat, instalația descrisă mărește capacitatea de extracție a puțurilor oarbe, necesită un număr mai mic de cuplători pentru deservirea puțului și mărește gradul de securitate a transportului pe puț.

Probleme topografice legate de construcția schemelor de aeraj

Ing. Fr. KISS

Una din problemele evidenței aerajului minelor o constituie construcția schemelor de aeraj într-o reprezentare convențională.

Rețeaua de aeraj a unei mine este totalitatea construcțiilor miniere și de aeraj prin care se realizează circulația aerului proaspăt și viciat, în vederea creării condițiilor de securitate pentru executarea lucrărilor subterane.

Schema de aeraj trebuie să indice fidel atît forma geometrică a rețelei cît și toate caracteristicile curenților de aer care circulă prin ea. Nu s-a realizat pînă în prezent un tip unic de schemă care să satisfacă toate cerințele unei evidențe riguroase. Din această cauză se întocmesc două tipuri de scheme:

— scheme care au la bază reprezentarea tridimensională, geometric fidelă a rețelei de aeraj, numite geometrice;

— scheme bazate pe reprezentarea convențională a circuitelor rețelei, numite canonice.

Pe reprezentările respective se figurează caracteristicile curenților și eventual alte date legate de aeraj. La anumite tipuri de scheme canonice caracteristicile curenților determină forma reprezentării.

Întrucît indicațiile date în Manualul inginerului de mine (vol. VI, Secțiunea XXXIX-Aerajul minier, pag. 232), privind construcția schemelor de aeraj, din cauza anumitor lipsuri și imprecizii au valoare de întrebuințare redusă, iar altă literatură nu există, prezenta lucrare caută să analizeze din punctul de vedere al topografului minier din producție — care are sarcina să execute construcțiile respective — metodele de proiecție cu ajutorul cărora se poate realiza reprezentarea tridimensională sugestivă și utilă a rețelei de aeraj.

Pentru obținerea proiecției lucrărilor miniere pe un plan de direcție și înclinare, ales în așa fel încît să asigure sugestivitate reprezentării, putem folosi proiecția centrală și proiecția paralelă. Proiecția paralelă poate fi considerată ca un particular al proiecției centrale, cînd centrul de proiecție se află la infinit.

Proiecția centrală, din cauza construcției greoaie, este practic inutilizabilă pentru scopul urmărit. Dintre proiecțiile paralele vom analiza pe cea axonometrică și pe cea afină.

a) Proiecția axonometrică

Proiecția axonometrică rezolvă următoarea problemă: „cunoscute fiind coordonatele unui punct într-un sistem rectangular de coordonate, să se construiască proiecția acestui punct pe un plan așezat arbitrar față de axele de coordonate, numit planul proiecției axonometrice".

Poziția punctului în planul proiecției axonometrice o analizăm sub aspectul poziției reciproce a diedrului, planului proiecției axonometrice și direcției de proiectare. Pentru a putea efectua reprezentări axonometrice de bună calitate trebuie clarificată măsura în care poziția reciprocă a elementelor amintite influențează calitatea reprezentării, și ca urmare să se aleagă dispunerea lor în mod convenabil, încît pentru o situație dată să ne dea soluția optimă, ținînd cont și de condițiile tehnice de construcție.

Fie planul K din figura 1 planul proiecției axonometrice pentru diedrul format de planurile rectangulare XOZ, YOZ și XOY, iar direcția Δ sensul de proiectare. Raporturile

$$\frac{O'P_x}{OP_x} = ex \qquad \frac{O'P_y}{OP_y} = ey \qquad \frac{O'P_z}{OP_z} = ez,$$

ce se numesc indici de deformare de-a lungul axelor de coordonate, împreună cu unghiurile φ_{xy}, φ_{xz}, φ_{yz} pe care le formează axele de coordonate axonometrice, alcătuiesc scara proiecției, caracterizează poziția reciprocă a elementelor proiectelor proiecției. Cu ajutorul lor se construiește proiecția.

În funcție de unghiul ψ pe care-l formează direcția de proiectare cu planul proiecției axonometrice K, proiecția poate fi:

— ortogonală pentru $\psi = 90°$,
— oblică pentru $\psi \neq 90°$.

Pentru proiecția ortogonală se demonstrează identitatea iar unghiulrile între axe au valorile:

$$e_x^2 + e_y^2 + e_z^2 = 2,$$

$$\cos \varphi_{yz} = -\frac{1}{2e_y e_z}\sqrt{(e^2_x + e^2_y - e^2_z)(e^2_x - e^2_y + e^2_z)}$$

$$\cos \varphi_{xz} = \frac{1}{2 e_x e_z}\sqrt{(e^2_x - + e^2_y - e^2_z)(-e^2_x + e^2_y + e^2_z)}$$

etc.

Din cauza acestor condiții impuse, proiecția ortogonală deși asigură o reprezentare calitativă, nu se folosește în scopul urmărit. O singură variantă — pentru care $e_x = e_y = e_z = \cos 30°$ iar $\varphi_{xy} = \varphi_{xz} = \varphi_{yz} = 120°$ denumită izometrică, necesită o construcție mai simplă.

Teorema lui Pohlke pe care ne vom baza la construcția proiecției axonometrice oblice, precizează în felul următor caracteristicile acestei proiecții: „trei drepte oarecare ce se intersectează într-un punct în planul de pro-

iecție, pot fi considerate ca proiecția axonometrică oblică a unor axe de coordonate rectangulare din spațiu, iar trei numere oarecare pot fi considerate ca indici de deformare".

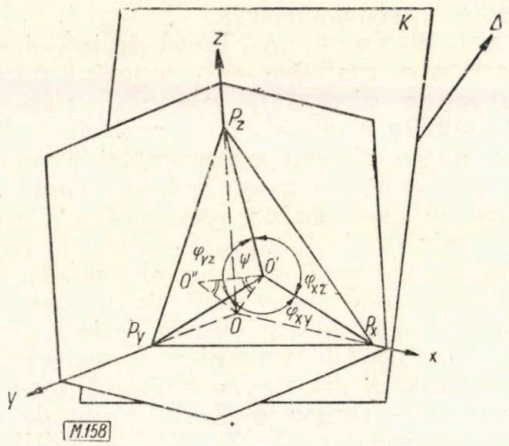


Fig. 1. Proiecția axonometrică.

Patrulaterul *oabc* din figura 2, împreună cu diagonalele, poate fi proiecția paralelă a unui tetraedru oarecare *OABC* din spațiu, avînd în vedere că proiectantele pot ocupa orice poziție față de planul *R*; la fel punctele *OABC* pot ocupa orice poziție de-a lungul proiectantelor respective. Pentru indicii proiecției oblice se demonstrează că: $e^2_x + e^2_y + e^2_z = 2 + \cot^2 \psi$. Deducția lui Pohlke este o consecință a acestei egalități. Demonstrațiile se găsesc în tratatele de specialitate.

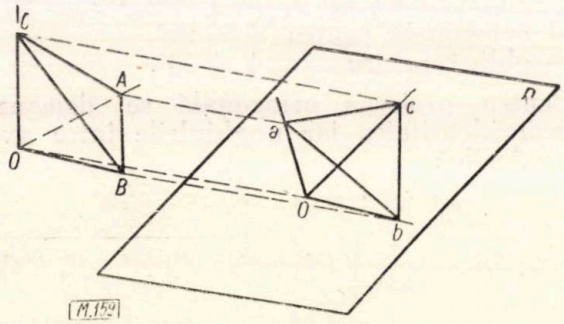


Fig. 2. Expresia grafică a teoremei lui Pohlke.

Date fiind aceste calități ale proiecției oblice dintre cele două variante, o vom folosi aproape exclusiv în scopul urmărit. Se va arăta printr-un exemplu practic modul de construcție a proiecției oblice.

Lucrările miniere de pregătire a unui strat gros dintr-un bloc, reprezentate în figura 3, fac parte din rețeaua de aeraj a unei mine. Topografia pentru reprezentarea lucrărilor miniere în plan de bază se folosește de punctele lor caracteristice. Cu cît o lucrare minieră are formă mai neregulată, cu atît este mai mare numărul punctelor prin care se reprezintă. În reprezentarea axonometrică se schimbă doar dispunerea axelor de coordonate, raportarea punctelor făcîndu-se identic ca și în planul de bază. Una din direcțiile axelor de coordonate rectangulare plane,

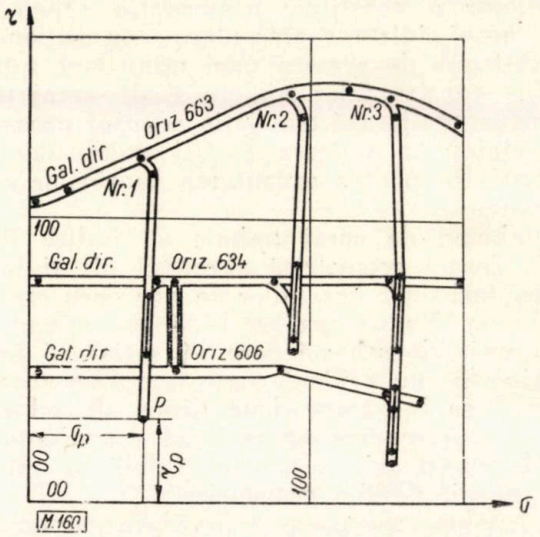


Fig. 3. Pregătirea planului de bază pentru construcția proiecției axonometrice.

pentru a putea face o reprezentare sugestivă, trebuie să fie aproximativ paralelă cu direcția dezvoltării maxime a lucrărilor miniere. În cazul cînd sistemul *XOY* nu satisface această condiție se va introduce un sistem particular (τ, o, σ) trasat pe o copie a planului de bază. Exemplul practic s-a construit în această ipoteză.

Se alege — conform teoremei lui Pohlke — scara proiecției (fig. 4). În cazul cînd lu-

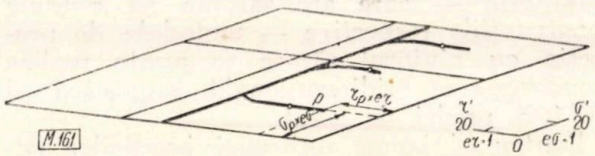


Fig. 4. Reprezentarea în sistemul τ', σ'a lucrărilor miniere de la orizontul 634.

crările sînt dispuse pe mai multe orizonturi, se va proceda prima dată la transformarea axonometrică — conform scării proiecției — a tuturor planurilor de bază aparținînd orizonturilor respective. Reprezentarea lucrărilor miniere de diferite tipuri, conform secțiunii lor reale de pe teren, este nejustificată, în primul rînd pentru faptul că, îngreunînd construcția mărește timpul de execuție, iar în al doilea rînd poate duce la reducerea sugestivității. Pentru reprezentări cu menirea să servească ca bază pentru schemele geometrice de aeraj se pot adopta simplificări importante în reprezentarea lucrărilor miniere de diferite tipuri.

În figura 5 sînt reprezentate lucrările de pregătire aparținînd unui cîmp de exploatare a stratului exemplificat. Se arată caracterul complet al legăturii dintre orizonturi, legătură care de cele mai multe ori are formă complicată. Se indică de asemenea

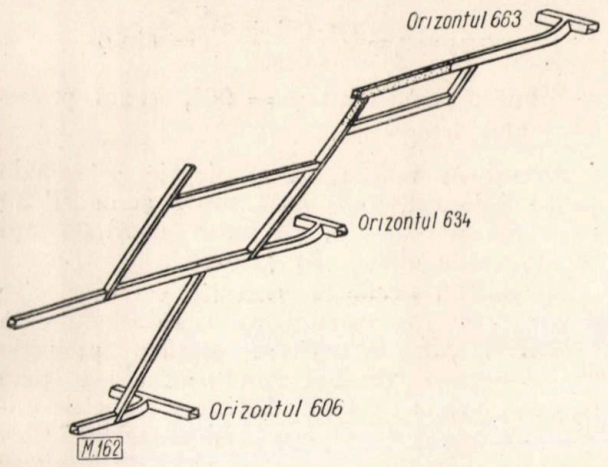


Fig. 5. Reprezentarea completă a lucrărilor de pregătire pentru cîmpul de exploatare nr. 3.

secțiunea lucrărilor. În figura 6 sînt arătate lucrările de deschidere și pregătire aparținînd stratului gros exemplificat în întregul bloc, într-o reprezentare simplă, convențională, ușor de construit. S-a dovedit că, mai ales în cazul rețelelor complicate, reprezentările simplificate asigură o mai mare sugestivitate. În exemplele ce se vor trata se va folosi reprezentarea simplificată.

Pentru determinarea coordonatelor axonometrice ale punctului P — de exemplu — de

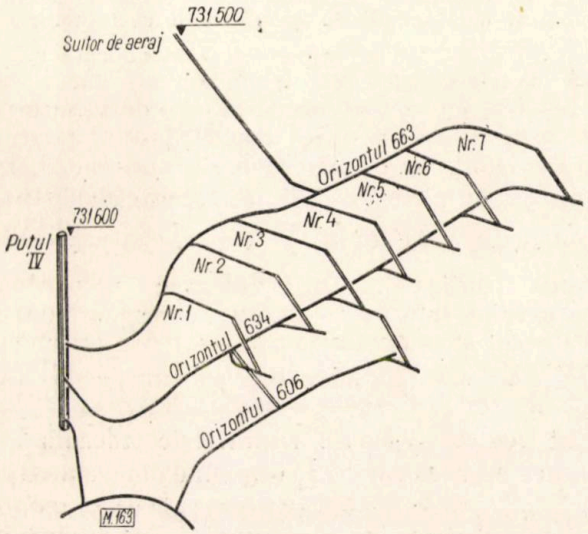


Fig. 6. Reprezentarea tridimensională simplificată a lucrărilor de deschidere și pregătire a unui strat gros dintr-un bloc.

la orizontul 34, se determină grafic coordonatele rectangulare particulare τ_p și σ_p care se înmulțesc cu indicii respectivi, obținînd coordonatele axonometrice plane :

$$\tau'_p = \tau_p \times e_\tau ; \; \sigma'_p = \sigma_p \times e_\sigma .$$

Aceste coordonate pe planul de bază transformat, conform scării proiecției, al orizontului 634 din figura 4 definesc punctul p — proiecția axonometrică oblică a punctului P.

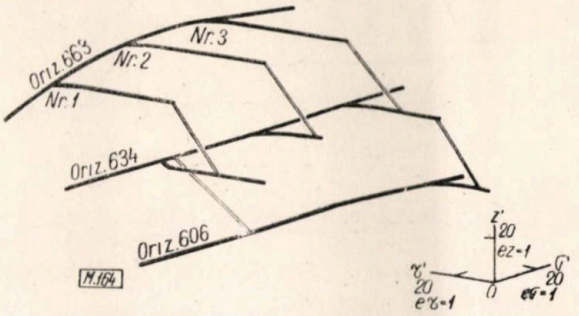


Fig. 7. Proiecția axonometrică oblică a unei porțiuni din lucrările de pregătire a unui strat gros.

Identic se procedează cu toate punctele a căror transpunere este necesară pentru trasarea lucrărilor miniere aparținînd orizontului 634. Proiecția axonometrică a lucrărilor miniere de la orizonturile 663 și 606 se trasează printr-o construcție identică. Toate punctele aparținînd unui orizont le considerăm de cota orizontului. În fine, se asamblează planurile orizonturilor conform indicelui e_z și se unesc între ele prin lucrările înclinate sau verticale corespunzătoare. În figura 7 se arată rezultatul final al construcției. Neapărat trebuie să se renunțe la reprezentarea caroiajelor sau planurilor orizonturilor, rămînînd ca scara proiecției — obligatorie de figurat — să caracterizeze proiecția.

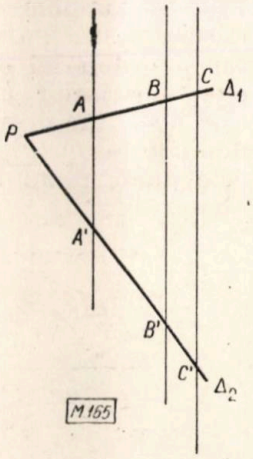


Fig. 8. Drepte afine.

b) **Proiecția afină**

Avînd cele două drepte concurente, Δ_1 și Δ_2 din figura 8, și proiectînd paralel punctele ABC de pe dreapta Δ_1 în $A'B'C'$ pe dreapta Δ_2 pentru orice poziție reciprocă a dreptelor și direcției de proiectare putem scrie egalitatea raporturilor :

$$\frac{AB}{A'B'} = \frac{BC}{B'C'} = m ;$$

se spune că cele două drepte sînt afine, iar între segmentele AB și $A'B'$, BC și $B'C'$ există corespondență afină. Cele două drepte pot fi cuprinse în două planuri afine (fig. 9), a căror linie de intersecție — denumită axa

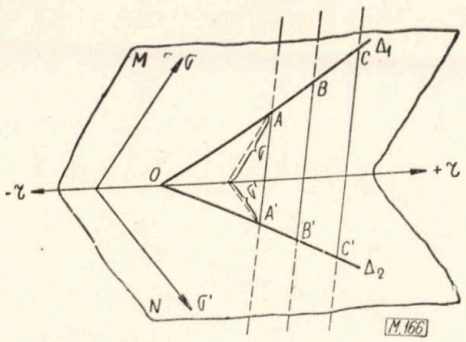


Fig. 9. Coordonate afine.

afinității — trece prin punctul de intersecție a celor două drepte.

Luînd ca bază axa afinității, poziția punctului A în planul M — plan de bază în cazul topografiei — se definește prin abscisa τ măsurată de-a lungul axei de afinitate și ordonata σ măsurată de-a lungul direcției perpendiculare pe axa afinității. Pentru simplificarea construcției, direcția de proiectare se ia perpendiculară pe axa afinității. Poziția punctului A' în planul N va fi determinată prin abscisa și ordonata afină, corespunzînd abscisei și ordonatei din planul M. De-a lungul axei absciselor (axa afinității), deformația este nulă, iar de-a lungul axei ordonatelor va depinde de unghiul φ (fig. 10), format de cele două planuri și de unghiul ψ, format

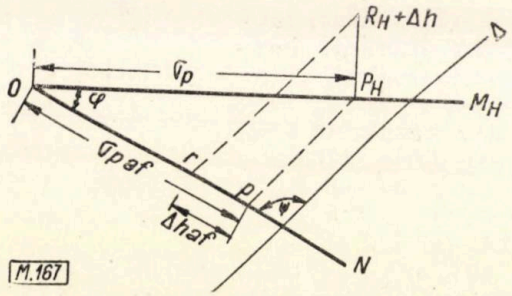


Fig. 10. Determinarea coordonatelor afine.

de direcția de proiectare cu planul proiecției afine N:

$$e_\sigma = \frac{\sin(\psi+\varphi)}{\sin\psi}$$

— pentru cazul cînd $\psi \neq 90°$, cazul proiecției oblice;

$$e_\sigma = \frac{\sin(90+\varphi)}{\sin 90} = \cos\varphi$$

— pentru cazul cînd $\psi = 90°$, cazul proiecției ortogonale.

Pentru diferențele de înălțimi, deformația va fi:

$$e\Delta_h = e_z = \frac{\Delta_{haf}}{\Delta_h} = \frac{\cos(\varphi+\psi)}{\sin\psi}$$

— pentru cazul cînd $\psi \neq 90°$, cazul proiecției oblice;

$$e\Delta_h = e_z = \frac{\cos(90+\varphi)}{\sin 90°} = \sin\varphi$$

— pentru cazul cînd $\psi = 90°$, cazul proiecției ortogonale.

Avînd în vedere că proiecția ortogonală asigură sugestivitate mai mare și indicii au expresie mai simplă, va avea prioritate față de proiecția oblică, în general.

Se dă un exemplu practic de construire a proiecției afine ortogonale, referindu-se la lucrările miniere tratate pentru proiecția axonometrică. Proiectarea făcîndu-se prin puncte, prima dată se definesc punctele minim necesare pentru reprezentarea lucrărilor (fig. 11). Se alege direcția axei de afinitate

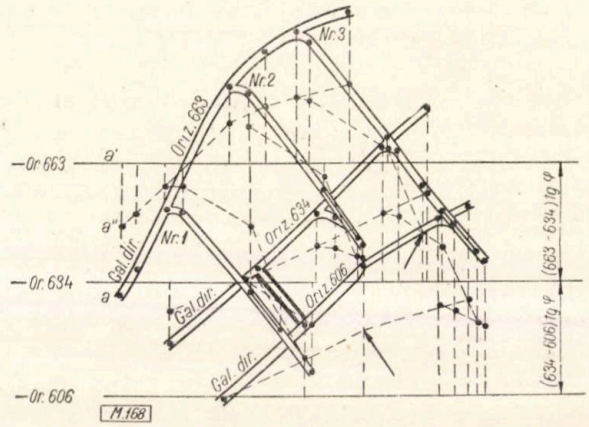


Fig. 11. Construcția proiecției afine ortogonale a unei porțiuni din lucrările de pregătire a unui strat gros.

în așa fel încît să formeze un unghi de 30°—60° cu sensul maxim de dezvoltare a lucrărilor miniere. Se trasează axul pentru un orizont, iar pentru celelalte orizonturi, în funcție de direcția $\pm Z'$, se trasează la distanțele $\Delta_h \times tg\,\varphi$. Artificiul $\frac{e_z}{e_\sigma} \times e_\sigma = e_z$ ușurează foarte mult construcția. Se definesc ordonatele punctelor față de axele corespunzătoare. Punctul a — de exemplu — de la orizontul 63, va avea ordonata $\overline{aa'}$. În funcție de unghiul φ se calculează $e_\sigma = \cos\varphi$. Pentru exemplul dat $\cos 60° = 0{,}50$. Se înmulțește ordonata cu indicele de deformare e_σ obținînd ordonata afină $\sigma_{af} = \sigma \times e_\sigma$. Pentru exemplul dat $\overline{aa'} \times 0{,}50 = \overline{a'a''}$. Măsurînd de-a lungul perpendicularei valoarea segmentului $\sigma_{af} = \overline{a'a''}$ avînd originea pe ax (în punctul a') se definește proiecția afină

a punctului (a''). După ce au fost determinate coordonatele afine și proiecțiile afine ale tuturor punctelor, se unesc între ele, obținînd proiecția lucrărilor respective. Construcția se execută pe hîrtia de calc, așezată deasupra copiei planului de bază. Desenul, după ce este tras în tuș, devine matriță. Pe copia planului de bază destinată construcției, se trasează doar axele de afinitate pentru orizonturi. După un anumit exercițiu construcția poate fi făcută fără a mai însemna punctele caracteristice și fără trasarea perpendicularelor, numai cu ajutorul unui liniar și al unui echer gradat. Rezultatul final al construcției este arătat în figura 12.

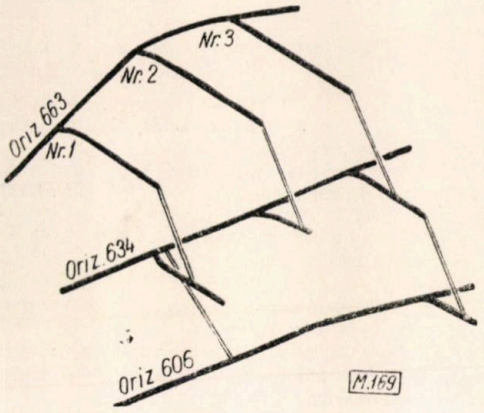


Fig. 12. Proiecția afină ortogonală a unei porțiuni din lucrările de pregătire a unui strat gros.

O variantă a proiecției oblice — care se construiește fără deformarea planului de bază — se poate aplica larg din cauza construcției extrem de simple. Direcția de proiectare se alege perpendicular pe planul bisector al diedrului format de planul proiecției (N) cu planul de bază (M). În triunghiul isoscel din figura 13 vom avea relația $2\psi + \varphi = 180°$, pentru care indicele de deformare va fi :

$$e_\sigma = \frac{\sin(\varphi+\psi)}{\sin\psi} = \frac{\sin 180 - \psi}{\sin\psi} = 1 ;$$

$$e\,\Delta_h = e_z = \frac{\cos(\varphi+\psi)}{\sin\psi} = \operatorname{cot}\psi.$$

Se arată printr-un exemplu practic construcția proiecției. Se dă planul de bază al lucrărilor miniere tratate în exemplele precedente. Se alege axa $\pm Z'$ (fig. 14) în așa fel încît să formeze un unghi între 30°—60° cu sensul dezvoltării maxime a lucrărilor miniere, respectiv cu direcțiile Δ_1 și Δ_2 din figură. Axa se trasează pe copia ozalid a planului de bază. Se gradează în funcție de $e_z - e\Delta_h$ și de înălțimea etajelor (diferențele cotelor orizonturilor). Se introduce și aici un artificiu: în sensul invers al înclinării, axa Z' se gradează începînd cu orizontul superior. Gradația orizontului imediat

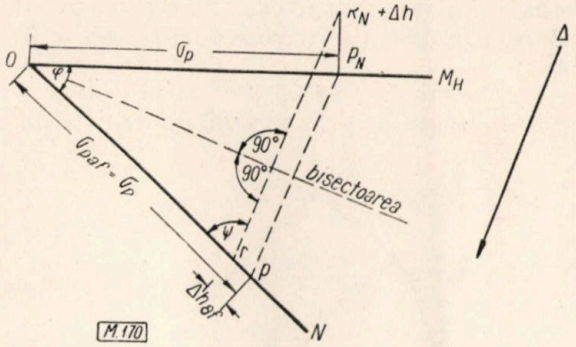


Fig. 13. Schema proiecției afine oblice fără deformarea planului de bază.

inferior va fi la distanța de $\Delta_h \times e_z = \Delta_h \times \operatorname{cot}\psi$. Pentru exemplul tratat s-a luat $\psi = 45°$; $e_z = \operatorname{cot} 45° = 1$.

Se așază hîrtia de calc peste planul de bază pregătit pentru construcție. Se copiază axa Z' și pe ea se trasează un reper care

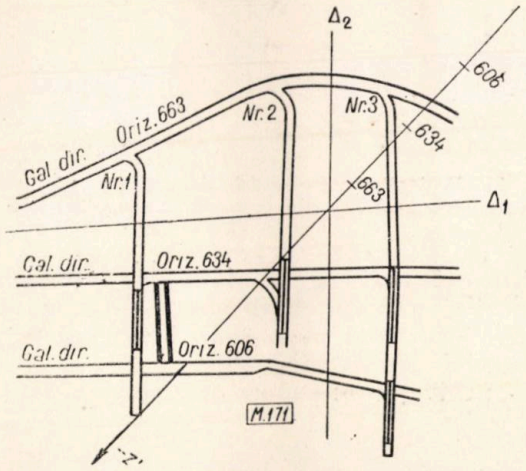


Fig. 14. Pregătirea planului de bază pentru construcția proiecției oblice fără deformarea planului de bază.

se suprapune gradației orizontului superior (orizontul 63). În această poziție a hîrtiei de calc se copiază lucrările orizontului superior. Se deplasează hîrtia de calc, menținînd suprapunerea axelor pînă cînd reperul R vine în dreptul gradației orizontului imediat inferior (orizontul 634). Se copiază lucrările miniere aparținînd acestui orizont și se trasează legăturile corespunzătoare între orizonturile copiate (orizonturile 663 și 634). Operația se repetă pînă la reprezentarea tuturor orizonturilor și legăturilor dintre orizonturi. Rezultatul final este arătat în figura 15. Pe matriță se indică scara lungimilor (care coincide cu scara planului de bază) și scara înălțimilor (cot ψ).

Făcînd o comparație între cele trei proiecții exemplificate, se poate afirma următoarele:

— sugestivitatea cea mai mare o asigură proiecția afină ortogonală (direcția de proiectare coincide cu sensul de privire a imaginii);

— construcția proiecției afine oblice — varianta tratată — necesită de trei pînă la patru ori mai puțin timp, iar construcția proiecției axonometrice oblice de cinci pînă la nouă ori mai mult timp decît construcția proiecției afine ortogonale;

— proiecția axonometrică cere construcții auxiliare pe suprafețe mari în raport cu planul de bază;

— făcînd reprezentarea unei mine, pentru aceeași direcție de proiectare, proiecția afină oblică s-a realizat pe o suprafață de 1,6 ori mai mare, iar proiecția ortogonală afină pe o suprafață de 0,7 ori mai mică decît planul de bază, lucru ce nu trebuie scăpat din vedere mai ales în cazul minelor mari.

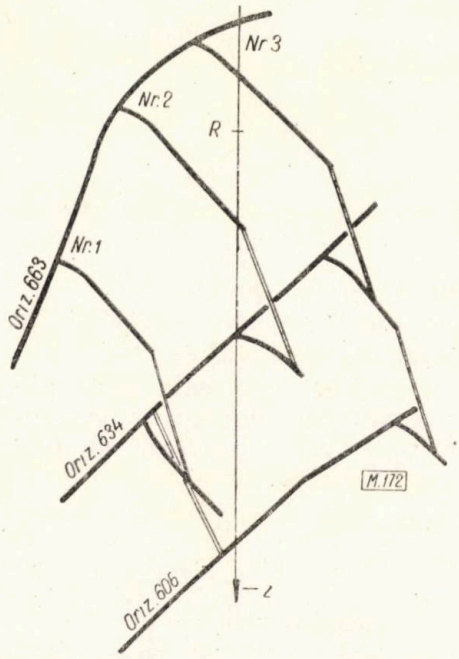


Fig. 15. Proiecția oblică fără deformarea planului de bază a unei porțiuni din lucrările de pregătire a unui strat gros

Menționăm că prin construirea unui afinograf pe principiul artificiului folosit la construirea proiecției afine ortogonale s-ar rezolva definitiv problema construcției mecanice a reprezentărilor tridimensionale. Afinograful ar putea avea o construcție simplificată cu un domeniu de aplicare dublu față de afinografele realizate pînă în prezent.

Bibliografie

[1] Bonea I.: *Topografie, vol. II,* Editura Centrului Studențesc, Timișoara, 1949.

[2] Bystron H.: *Sposob kreslinia kanononicznych schematow,* Prezewietrzania Przoglod Gorniczy, nr. 3, Marzec, 1956.

[3] Cetveruhin N. F., Glazunov E. A.: *Acsonometria,* Gosudarstvennoe Izdatelstvo Tehnico-Teoreticescoi Literaturi, Moscova, 1953.

[4] Ciucă D.: *Geometria subsolului,* curs predat la Inst. de Mine din București.

[5] Glagolev N. A.: *Nacertatelnaia geometria,* Gosudarstvennoe Izdatelstvo Tehnico-Teoreticescoi Literaturi, Moscova, 1953.

[6] Ogloblin D. N., Rîlov A. P.: *Proiecții primeniaemie b marcșeiderscom dele,* Spravocinic marcșeidera, ciast I, Metallurghizdat, Moscova, 1951.

[7] Rîjov P. A.: *Proiecții primeniaemie b geologomarcșeiderscom dele,* Ugletehizdat, Moscova, 1951.

[8] Ușakov I. N.: *Geometria minieră,* Editura Tehnică, 1954.

[9] *Manualul Inginerului de Mine,* vol. II, Secțiunea IX *„Topografie generală și minieră“*, vol. VI, Secțiunea XXXIV, *„Aerajul minier“*.

[10] *Norme de tehnica securității pentru minele de cărbuni și nisipuri bituminoase,* 1958.

Cercetarea condițiilor hidrogeologice ale zăcămintelor de minereuri de fier de tip Palazu Mare

Ing. IOANA DRĂGĂNESCU

Desăvîrșirea construirii socialismului în patria noastră ne pune în față sarcini măreț, de lărgire a bazei de materii prime, prin conturarea și valorificarea de noi zăcăminte de substanțe minerale utile și în primul rînd a celor de minereuri de fier, necesare industriei grele, care stă la baza industrializării socialiste a țării.

În acest sens, în Raportul prezentat de tovarășul Gheorghe Gheorghiu-Dej la Congresul al III-lea al P.M.R. s-a arătat că :... „este necesar să se intensifice lucrările de prospecțiune și pregătire în vederea exploatării zăcămintelor de minereuri din Poiana Ruscă, Palazu Mare și alte zone. Nu trebuie precupețit nici un efort, pentru ca în următorii ani să conturăm zăcămintele și să elaborăm cele mai potrivite metode de exploatare, în scopul lărgirii considerabile a bazei de materii prime necesare siderurgiei noastre în plină dezvoltare".

Punerea în valoare a zăcămintelor de minereuri de fier, sarcină, după cum am văzut, de o covîrșitoare importanță, este strîns legată în unele cazuri și de cunoașterea amănunțită a condițiilor hidrogeologice ale zăcămîntului.

Iată deci că în fața noastră s-a pus ca o imperioasă și urgentă necesitate problema lămuririi condițiilor hidrogeologice ale zăcămîntului de fier de la Palazu Mare, zăcămînt situat, după cum vom arăta, la adîncimi mari, sub depozite carstice. În acest scop a fost necesar, în prealabil, să se stabilească o metodică de cercetare, pe baza căreia să se obțină parametrii care caracterizează condițiile hidrogeologice ale acestui tip de zăcămînt.

Pentru stabilirea metodicii generale de cercetare hidrogeologică, ne-am călăuzit de experiența înaintată a cercetătorilor sovietici, obținută cu ocazia clarificării condițiilor hidrogeologice ale zăcămîntului de minereuri de fier de la Iakovlev, pe care am adaptat-o condițiilor specifice zăcămîntului de la Palazu Mare.

În cele ce urmează vom face în prealabil o succintă prezentare a condițiilor geologice și hidrogeologice ale zăcămîntului de minereuri de fier de la Iakovlev, din care se va desprinde metoda de cercetare utilizată, în scopul stabilirii parametrilor hidrogeologici (debit specific, presiune, coeficient de infiltrație etc.) care caracterizează condițiile hidrogeologice ale acestui zăcămînt.

Apoi vom arăta în mod comparativ situația geologică și hidrogeologică a zăcămîntului de la Palazu Mare, precizînd metodologia de studiu adoptată pentru obținerea a cît mai multe date necesare valorificării acestui zăcămînt.

Zăcămîntul de minereuri de fier de la Iakovlev este situat în partea de SV a zonei anomaliilor magnetice și gravimetrice de la Kursk.

Structura geologică a regiunii anomaliilor magnetice din Kursk cuprinde două complexe diferite de roci : primul este constituit din roci metamorfice precambriene, cu o înclinare foarte mare (50°—80°), fiind alcătuit din șisturi cuarțitice cu magnetit, șisturi cristaline și gneisse, iar al doilea complex este constituit din depozite orizontale paleozoice, mesozoice și terțiare, depuse transgresiv peste fundamentul cristalin precambrian.

În zona centrală, fundamentul cristalin se ridică pe o bandă relativ îngustă, dirijată în general V—E, unde grosimea sedimentelor este de circa 70 m, iar spre NE și SV, cristalinul se afundă și grosimea sedimentelor crește treptat în raport cu adîncirea fundamentului.

După cum am arătat mai sus, zăcămîntul de minereuri de Fe de la Iakovlev este situat în partea de SV a regiunii anomaliilor magnetice, unde pătura de depozite sedimentare, care acoperă fundamentul cristalin are o grosime de 470—590 m și poate fi schematic reprezentată prin coloana litologică stratigrafică pe care o prezentăm în figura 1.

Din acest profil se poate observa că seria depozitelor sedimentare începe în bază cu calcare carstice, de vîrstă Carbonifer inferior, cu slabe intercalații de argile, peste care stau depozitele jurasice, reprezentate printr-o alternanță de argile cu nisipuri și gresii.

Urmează apoi sedimente cretacice, constituite din argile și nisipuri în bază, și marne și crete la partea superioară.

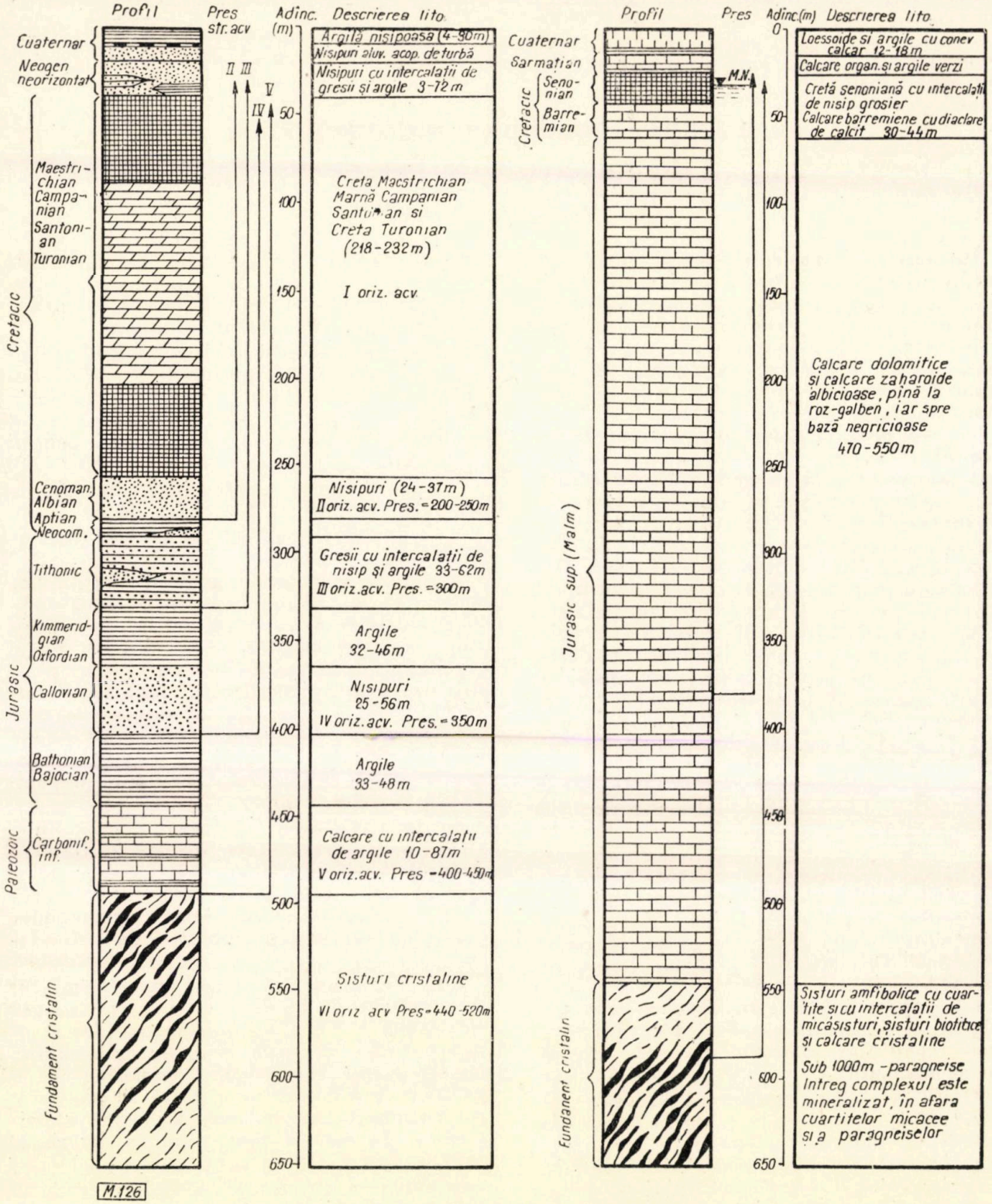


Fig. 1. Coloană hidrologică-stratigrafică :
a — în zona Iakovlev ; b — în zona Palazu Mare.

În sfîrșit, depozitele terțiare și cuaternare sînt reprezentate prin nisipuri cu intercalații grezoase și mai rar argiloase, peste care stau depozite loessoide și nisipuri aluvionare.

Pentru valorificarea cu succes a zăcămîntului, situat după cum s-a arătat la o adîncime de 500—600 m, sub depozite carstice, este foarte importantă cunoașterea condițiilor hidrogeologice existente în zăcămînt.

Lucrările au fost începute în anul 1955 și au constat din efectuarea de pompări experimentale din foraje, în care au fost deschise separat orizonturile acvifere, pentru a stabili caracteristicile hidrogeologice ale fiecăruia. Concomitent s-a urmărit efectul de drenare în celelalte orizonturi acvifere, pentru a stabili dacă există o eventuală comunicare între acestea.

Rezultatele cercetărilor hidrogeologice efectuate au fost concretizate în următoarele constatări :

În seria depozitelor sedimentare au fost identificate cinci orizonturi acvifere principale, în stratele permeabile interceptate prin foraje.

Nu vom insista asupra rezultatelor obținute pentru orizonturile acvifere *I—IV* inclusiv, cantonate în roci granulare sau fisurate, pentru care, pe baza datelor obținute prin pompări experimentale, s-au stabilit parametrii hidrogeologici caracteristici fiecărui strat acvifer, ca: debit specific, coeficient de infiltrație și presiunea stratului acvifer respectiv, în metri — coloană de apă.

Cu ajutorul acestor parametri s-a putut calcula afluxul de apă din fiecare orizont acvifer, în cazul deschiderii lui prin lucrări miniere.

Vom arăta însă mai pe larg modul în care au fost conduse cercetările hidrogeologice în orizontul *V* acvifer, cantonat în calcarele carstificate, de vîrstă Carbonifer inferior, care se găsesc în baza seriei sedimentare, dispuse direct peste zăcămîntul de minereuri de fier de la Iakovlev.

Grosimea pachetului de calcare acvifere, împreună cu intercalațiile de argile, este de 10—40 m și crește pînă la 87 m în afara contururilor zăcămîntului, pe măsura adîncirii fundamentului cristalin precambrian.

La acest orizont acvifer s-a observat o capacitate de debitare neuniformă, în funcție de gradul de fisurare și carstificare al calcarelor.

O permeabilitate relativ mărită s-a stabilit pentru calcarele care se dezvoltă în limitele zăcămîntului Iakovlev, determinîndu-se prin pompări experimentale un debit specific de 0,2—2 l/s și un coeficient de infiltrație de 7—10 m/zi, în timp ce în zona din jurul zăcămîntului valorile obținute pentru acești parametri au fost mult scăzute (Q = 0,0003 — 0,25 l/s crescînd la 1,14 l/s, K = 0,003 — 0,58 m/zi și rareori 2,55 m/zi).

Presiunea apei în orizontul *V* acvifer este de 400 — 450 m coloană de apă.

Este interesant de menționat că s-a făcut o încercare experimentală de scădere a nivelului apei în orizontul acvifer din calcare, obținîndu-se prin pompare simultană din două sonde situate la distanța de 270 m una de alta, un debit cumulat de 42 l/s pentru o denivelare de 41,5 m în ambele sonde.

Urmărindu-se efectul de drenare în celelalte sonde, s-a observat că pe o rază de 2 km nivelul apei a scăzut cu 30 m, iar la distanța de 18 km s-a mai înregistrat o denivelare de 0,4 m.

În cadrul acestei experiențe, după două luni de la începerea pompării s-a obținut o situație practic staționară a conului de depresiune, pe o rază de 2 km.

Raza de influență a pompării în grup, în timp de 258 zile, a fost de peste 18 km, iar intensitatea denivelării a fost 0,1 — 1 m/zi.

În timpul pompărilor s-a observat o denivelare și în orizontul acvifer din șisturile cristaline-mineralizate, înregistrîndu-se 16 m denivelare la distanța de 300 m de sonda în pompaj și 1,30 m denivelare la o distanță de 4 450 m de aceeași sondă.

După încetarea pompării, restabilirea nivelului hidrostatic s-a făcut foarte greu, astfel că după 13 luni mai era o denivelare de 7—2 m în orizontul acvifer din calcare și de 8—4 m în cel cristalin mineralizat.

Cel mai adînc orizont acvifer din zona Iakovlev, numerotat al *VI-lea,* este cantonat în fisurile rocilor cristaline precambriene, cu minereuri bogate de Fe.

Presiunea apei este de 440—520 m coloană de apă.

Capacitatea de debitare este redusă, iar valorile maxime obținute au fost de 0,18 m/zi pentru coeficientul de infiltrație și 0,09 l/s pentru debitul specific.

La pomparea în grup din acest orizont acvifer, cu un debit de 6,8 l/s, pentru o denivelare de 84 m, raza de influență a depășit 2,8 km și în acest caz s-a obținut și în stratul acvifer din calcarele carbonifere o scădere a nivelului apei pe o rază de 2,6 km.

Acest fapt a condus la concluzia că apele subterane din calcare și din rocile cristaline mineralizate se influențează reciproc, constituind un singur complex acvifer, deoarece între ele lipsește un strat impermeabil care să le separe.

Comunicarea între aceste orizonturi acvifere este însă îngreuiată, pe de o parte din cauza intercalațiilor de argilă de la partea inferioară a calcarelor carbonifere (în special în afara limitelor zăcămîntului), iar pe de altă parte, prin prezența minereurilor compacte în partea superioară a zăcămîntului.

Din punct de vedere *hidrochimic,* apele subterane din depozitele cretacice și jurasice sînt preponderent bicarbonatat calcice, cu o mineralizație totală de 0,3 g/kg.

Este interesant de remarcat că apele subterane din calcarele carbonifere și din Cristalin au în zona de ridicare dinspre nord o

mineralizație totală de 0,6—0,8 g/kg, care crește pînă la 18 și chiar 54 g/kg în zona de afundare dinspre sud.

Aceste ape subterane sînt preponderent clorosodice.

★

Din cele expuse se desprinde că stabilirea condițiilor hidrogeologice ale zăcămîntului de la Iakovlev a necesitat un studiu științific complex, printr-un număr foarte mare de sonde hidrogeologice, cu observații și pompări îndelungate și sistematic eșalonate, care au condus în final la calculul afluxului de apă subterană, al rezervelor statice și dinamice de apă, pe baza cărora s-au stabilit metodele de asecare pentru valorificarea zăcămîntului, pe care nu le vom mai arăta aici, depășind cadrul expunerii noastre.

În cele ce urmează vom încerca să facem o scurtă prezentare comparativă a condițiilor geologice și hidrogeologice ale zăcămîntului de la Palazu Mare, preconizînd metodica de cercetare hidrogeologică, pentru condițiile specifice acestui zăcămînt.

În zona Palazu Mare, cercetările geofizice executate de Comitetul Geologic au pus în evidență existența unei anomalii magnetice și gravimetrice.

Forajele de explorare executate în limitele acelei anomalii au stabilit existența unui zăcămînt de minereuri de fier, în șisturi cristaline, situat la adîncimi în general sub 550—600 m, peste care este dispusă o serie groasă de depozite sedimentare, foarte slab înclinate.

Din profilul litologic-stratigrafic pe care îl prezentăm în figura 1 se poate vedea că seria sedimentară începe în bază cu un pachet gros de 470—550 m de depozite aparținînd Jurasicului superior, constituite din calcare albicioase zaharoide și calcare dolomitice cenușii-gălbui cu fisuri și goluri uneori umplute cu cristale de calcit, avînd aspect de geode. Intensitatea rețelei de fisuri și caverne se pare că scade mult în partea bazală a Jurasicului, sub adîncimea de 400 m.

Urmează depozite cretacice cu grosimi de 30—44 m, reprezentate prin calcare barremiene cu diaclaze de calcit și crete albe senoniene, în care sînt intercalate nisipuri grosiere.

În zona Palazu Mare în succesiunea depozitelor sedimentare, peste formațiunile cretacice stau calcare sarmațiene, fosilifere cu argile în bază, cu grosimi de 6—16 m. Seria sedimentară se încheie cu o pătură groasă de 12—18 m de depozite loessoide, avînd la bază un strat de argile roșii cu concrețiuni calcaroase, de vîrstă cuaternară.

Din datele cunoscute din foraje asupra hidrogeologiei acestei regiuni, precum și pe baza rezultatelor cercetării hidrogeologice de detaliu, executată recent, se poate afirma că în zona menționată există pe verticală următoarea succesiune de strate acvifere, legate de formațiunile geologice în care se găsesc.

Astfel, în depozitele loessoide a fost identificat un slab strat acvifer avînd ca pat impermeabil argilele roșii din baza lor.

În golurile calcarelor sarmațiene este cantonat un strat acvifer cu debite importante (0,8 l/s), al cărui pat impermeabil este constituit de argilele din baza formațiunii. Nivelul hidrostatic al acestui strat acvifer are cote variabile între +7 m și +0,57 m, fiind drenat de lacul Siut-Ghiol.

De asemenea, în fisurile cretei senoniene circulă cu ușurință apa unui strat acvifer cu debite destul de mari (0,1—0,6 l/s) și al cărui nivel hidrostatic se situează la +9 m pînă la +3 m, fiind și el drenat de lacul Siut-Ghiol.

Cel mai bogat strat acvifer cunoscut încă din lucrările de captare de la Caragea Dermen, precum și din forajele executate în această zonă de D.G. Canalului, este acela cantonat în calcarele carstice de vîrstă Jurasic superior și care se extinde și în fisurile calcarelor barremiene, acolo unde aceste două formațiuni vin în contact.

Acest strat acvifer are o capacitate de debitare foarte mare, dedusă din aprecierea debitului deversat liber în lacul Siut-Ghiol, care depășește 2 m³/s.

Nivelul său hidrostatic se situează la cotele 5—5,50 m.

În sfîrșit, cel mai adînc orizont acvifer ar fi cel cantonat în fisurile rocilor metamorfice întîlnite de forajele de explorare executate în zona Palazu Mare, sub seria sedimentară.

Avînd în vedere constituția litologică predominant calcaroasă a depozitelor cretacic inferioare și jurasice, precum și baza indicațiilor date de forajele de explorare — ca pierderi din circulație și caverne interceptate prin foraje — se poate afirma că apele subterane cantonate în aceste formațiuni au un regim de circulație carstic, în timp ce acumulările de ape subterane din rocile cristaline vor avea un regim de circulație prin fisuri și suprafețe de dislocație.

Din cele arătate pînă în prezent reiese că privind comparativ, zona Palazu Mare prezintă o structură geologică mai simplă față de zona Iakovlev, însă o situație hidrogeologică cu mult mai dificilă care necesită o cercetare complexă, prin diferite metode, atît asupra Cristalinului cît și asupra cuver-

turii sedimentare, alcătuite din calcare carstice, acvifere.

Cunoscînd faptul că în calcarele jurasice, intens carstificate, este cantonat un puternic strat acvifer, cu o capacitate de debitare importantă, din care este alimentat întregul litoral al Mării Negre cu apă potabilă, prin captarea de la Caragea Dermen, și plecînd de la premisa că nu ar fi economică și nici indicată asecarea acestor ape subterane, orientarea lucrărilor s-a întemeiat pe principiul păstrării nederanjate a apelor subterane din Malmul superior și cercetarea în consecință a factorilor care să asigure neturburarea condițiilor hidrogeologice a apelor subterane susmenționate.

Față de această ipoteză de lucru, cercetarea hidrogeologică va cuprinde două etape : o etapă preliminară și una definitivă.

În etapa preliminară se impune cercetarea caracteristicilor hidrogeologice ale părții inferioare a Sedimentarului, pentru stabilirea permeabilității Malmului inferior.

În acest scop s-a întocmit, și este în prezent în curs de aplicare, un program minimal de cercetare hidrogeologică, prin una sau două sonde hidrogeologice, precum și prin sondele vechi de explorare, săpate anterior, urmărindu-se obținerea de date informative privind permeabilitatea părții inferioare a Sedimentarului. În această situație se pot întîlni două cazuri și anume :

Cazul I, acela în care s-ar constata că partea inferioară a Malmului este constituită din calcare masive, cu o permeabilitate redusă. În acest caz cercetarea hidrogeologică va trebui să fie larg extinsă în etapa a doua de cercetare, printr-un număr mare de sonde hidrogeologice, amplasate atît în limitele anomaliei, cît și în afara acestui perimetru, cu scopul de a lămuri perfect condițiile de permeabilitate ale părții inferioare a Malmului, care ar urma să constituie un ecran de protecție pentru viitoarea exploatare a zăcămîntului.

În *cazul II*, în care s-ar constata însă că partea inferioară a Malmului este permeabilă, se va considera satisfăcătoare cercetarea bazei Sedimentarului numai prin numărul redus de sonde hidrogeologice executate în prima etapă.

În acest caz se va impune lăsarea unui ecran de protecție, constituit din partea superioară a Cristalinului, asupra căruia, în scopul stabilirii zonelor de fisurare mai intensă a șisturilor cristaline și a existenței eventualelor acumulări de ape subterane, se vor executa chiar din prima etapă cercetări hidrogeologice prin diferite metode, și anume : carotaje radioactive, măsurători de rezistivitate, pompări experimentale și turnări experimentale la intervale alese în funcție de caracterele litologice și tectonice ale rocilor cristaline.

Subliniem faptul că pompările experimentale se vor executa din fiecare foraj în parte și din cîte două foraje simultan, creîndu-se două denivelări — una intermediară și una maximă — pentru a putea stabili debitul specific, coeficientul de infiltrație, presiunea stratului acvifer și viteza de refacere a nivelului hidrostatic după pompare.

În timpul pompărilor, efectul de drenare va fi urmărit în sonde de observație, răspîndite pe întreaga zonă, atît în cele în care s-a deschis orizontul acvifer din Cristalin, cît și în cele în care sînt deschise orizonturile din partea bazală și partea superioară a Sedimentarului, pentru a putea stabili influențele reciproce dintre diferitele orizonturi acvifere, în timpul drenării stratului acvifer din Cristalin.

Menționăm faptul că după terminarea programului de foraj, atît sondele actuale de explorare cît și cele ce se vor săpa în viitor, vor fi în mod necesar transformate în sonde de cercetare hidrogeologică.

În timpul forajului însă, la sondele de explorare trebuie urmărite atent pierderile de circulație, mai ales în partea inferioară a Sedimentarului.

Subliniem și necesitatea acordării unei atenții deosebite studiului caracterelor hidrochimice ale apelor subterane, în cadrul cercetărilor hidrogeologice din prima etapă.

Concomitent cu cercetarea hidrogeologică din prima etapă, atît în primul caz arătat cît și în al doilea, trebuie să se execute cercetarea geologică-inginerească a calcarelor, respectiv a șisturilor cristaline, care ar urma să constituie ecranul de protecție pentru viitoarea exploatare a zăcămîntului de minereuri de fier.

Din acest motiv se impune executarea cu carotaj mecanic continuu, sub adîncimea de 370—400 m, a tuturor forajelor hidrogeologice și de explorare.

Pe baza carotelor extrase se va putea stabili caracterul litologic al rocilor traversate în partea inferioară a Sedimentarului, iar în partea superioară a Cristalinului : frecvența și orientarea diaclazelor și a fisurilor, prezența faliilor etc. În plus se vor putea determina în laborator parametrii geotehnici necesari proiectării lucrărilor miniere, ca : rezistența la compresiune, la întindere, la încovoiere, la forfecare, modulul de elasticitate etc.

Fixarea grosimii ecranului de protecție se va face în funcție de gradul de permeabilitate a părții inferioare a Jurasicului, de gradul de permeabilitate a părții superioare a Cristalinului și în funcție de rezistența la prăbușire peste camerele de exploatare a

rocilor care iau parte la alcătuirea părții superioare a Cristalinului.

Din cele expuse reiese deci importanța studierii amănunțite a premeabilității rocilor care vor alcătui ecranul de protecție, pentru a putea stabili afluxul de apă prin ecran în viitoarea exploatare minieră.

În cadrul primei etape de cercetare hidrogeologică, în curs de efectuare la Palazu Mare, s-au obținut pînă în prezent unele date care permit să se tragă concluzii preliminare cu privire la condițiile hidrogeologice ale Cristalinului.

Astfel, prin încercările de pompări experimentale, executate asupra Cristalinului, pe găuri netubate în vechile sonde de explorare, redeschise și amenajate în acest scop, s-a pus în evidență existența unor strate acvifere cantonate în fisurile șisturilor cristaline.

Apa subterană din acest complex acvifer are o mineralizație totală care variază între 7,63 g/kg și 13,29 g/kg, în care predomină NaCl și o temperatură de 23—24°C.

Capacitatea de debitare a acestui complex acvifer este în general redusă și neuniformă,

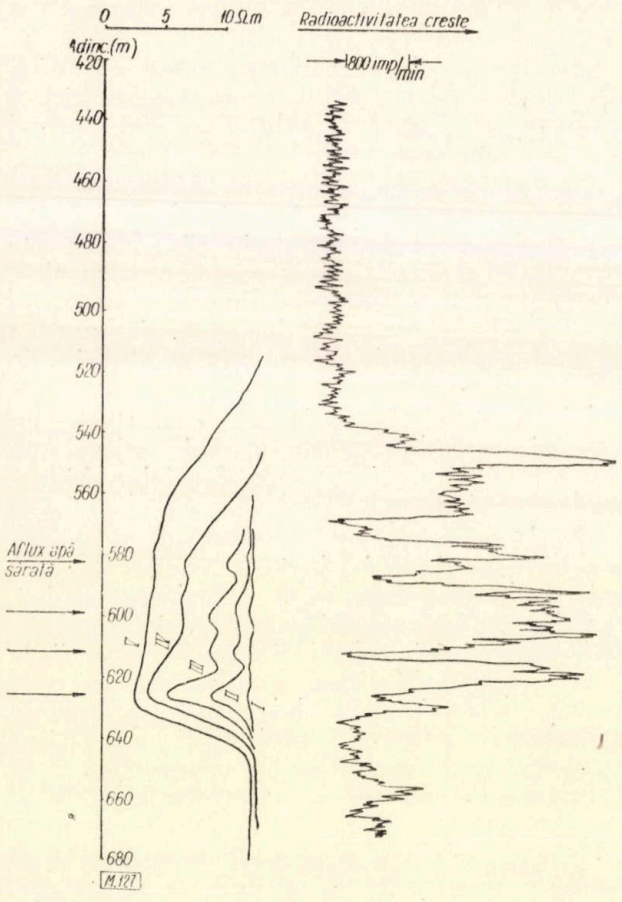


Fig. 2. Diagrame de rezistivimetrie și carotaj radioactiv în sonda 5003 :

I — curba etalon (apă dulce) ; *II* — curba la denivelarea de 10 m ; *III* — curba la denivelarea de 12 m ; *IV* — curba la denivelarea de 20 m ; *V* — curba la denivelarea de 40 m.

în funcție de gradul de fisurare a Cristalinului.

Valorile înregistrate pentru debitele specifice au variat între 0,06—0,818 m³/zi, iar coeficienții de infiltrație calculați au valori de ordinul centimetrilor pe zi.

Nivelul hidrostatic s-a situat la cotele 2—2,49 m d.N.M.N.

Urmărindu-se efectul de drenare în timpul pompării la sondele 5003 și 5010, s-au înregistrat denivelări ale nivelului hidrostatic în sondele 5004 și respectiv 5009.

Raza de influență a fost relativ mică, întrucît efectele drenării s-au resimțit cu valori de 1—3% din mărimea denivelării, în foraje situate la distanțe de circa 100 m de cele din care se efectua pomparea.

Aceste date preliminare atestă faptul că orizonturile acvifere cantonate în șisturile cristaline au continuitate, iar dezvoltarea lor este neregulată, în funcție de gradul de fisurare a fundamentului.

În scopul identificării pe profil vertical a zonelor permeabile, fisurate, prin care circulă apele subterane, s-au efectuat măsurători de rezistivitate în fiecare sondă, punîndu-se în evidență zone permeabile, cu un grad de fisurare mai pronunțat, prin care s-a produs afluxul apei sărate în gaura de sondă și zone impermeabile, lipsite de infiltrații de apă (fig. 2 și fig. 3).

Indicațiile obținute prin metoda rezistivimetriei au fost confirmate de carotajele radioactive γ naturale, executate în aceleași foraje.

Pentru zonele din Cristalin, indicate în diagramele de rezistivimetrie ca lipsite de infiltrații, s-a făcut o verificare a gradului de impermeabilitate, prin pompări experimentale, după ce s-au tubat în prealabil linere, care să închidă porțiunile fisurate, permeabile.

Deși cercetările hidrogeologice din prima etapă nu sînt încă terminate și mai ales nu s-a dispus de la început de un utilaj hidrogeologic adecvat, datele preliminare reieșite pînă în prezent aduc totuși indicații prețioase asupra permeabilității reduse a orizonturilor acvifere din Cristalin, localizate în general către partea superioară a acestuia și orientează cercetările către continuarea metodei preconizate, a ecranului de protecție constituit din șisturi cristaline.

Pe baza rezultatelor care se vor obține după executarea integrală a programului minimal de cercetare hidrogeologică și geologică-inginerească, preconizat pentru prima etapă, se va putea întocmi programul detaliat de cercetare din cadrul etapei a doua.

În linii generale se poate spune că programul de cercetare din etapa a doua se va executa printr-un număr mare de sonde hidrogeologice, amplasate convenabil, în așa

fel încît execuţia sondelor de explorare să nu stînjenească cercetările hidrogeologice, şi astfel distanţate ca, în timpul pompărilor singulare şi simultane din două foraje, să poată fi urmărit efectul de drenare în celelalte sonde hidrogeologice, ca sonde de observaţie.

De asemenea, majoritatea forajelor executate anterior vor fi folosite ca sonde de observaţie.

Forajele hidrogeologice se vor executa cu carotaj continuu, pentru considerentele arătate la prima etapă de cercetare şi simultan, încercările hidrogeologice urmînd să se execute în trei faze în adîncime : prima trebuie să includă complet zona intens carstificată a Sedimentarului, adică cel puţin pînă la 330 m adîncime ; în faza a doua va fi studiată partea inferioară a Malmului, iar în faza a treia se va cerceta Cristalinul, cel puţin în două subfaze în adîncime, cunoscut fiind, din datele preliminare obţinute pînă în prezent, că în general în partea superioară a Cristalinului a fost pusă în evidenţă, prin rezistivimetrie şi carotaj radioactiv γ natural, o frecvenţă mai mare a zonelor cu roci fisurate.

Studiul hidrogeologic pentru fiecare fază se va conduce după metodele preconizate la prima etapă de cercetare, şi anume : pompări experimentale din foraje singulare şi simultan din două şi patru foraje, cu denivelări intermediare şi denivelări de epuisment, urmărindu-se în sondele de observaţie efectul de drenare şi influenţele reciproce dintre diferitele orizonturi acvifere, executarea carotajului radioactiv şi a măsurătorilor de rezistivitate, precum şi efectuarea în Cristalin de turnări experimentale la diferite adîncimi, cu observaţii la sondele hidrogeologice învecinate.

În plus se vor executa în Sedimentar cercetări electrometrice, prin umplerea găurii de sondă cu apă sărată, în vederea precizării zonelor de carst.

De asemenea, şi în această etapă se va acorda o atenţie deosebită studiului hidrochimic al apelor subterane.

★

Pe baza datelor ce se vor obţine prin cercetările preconizate în cadrul celor două etape, se va putea ajunge la următoarele rezultate :

Stabilirea regimului apelor subterane cu următoarele precizări :

— Identificarea complexelor acvifere, a zonelor lor de alimentare şi de drenare.

— Stabilirea relaţiilor hidrogeologice dintre diferitele complexe acvifere, respectiv dintre apele subterane din calcarele jurasice carstificate şi şisturile cristaline, în care este situat zăcămîntul de minereuri de fier.

— Modul de manifestare a drenării pe întreaga zonă mineralizată, pe zonele învecinate şi asupra captărilor de alimentare cu apă existente.

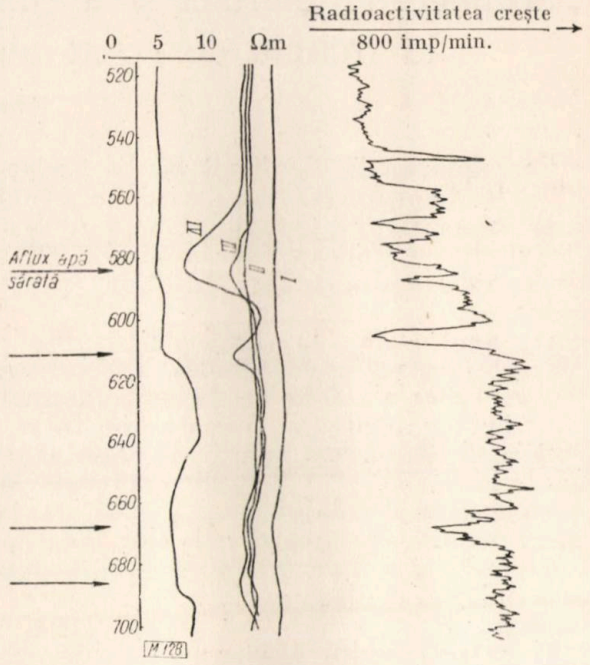


Fig. 3. Diagrame de rezistivimetrie şi carotaj radioactiv în sonda 5006 :

I — curba etalon (apă dulce) ; *II* — curba la denivelarea de 10 m ; *III* — curba la denivelarea de 12 m ; *IV* — curba la denivelarea de 20 m ; *V* — curba la denivelarea de 490 m.

— Prognoze asupra schimbării regimului apelor subterane, în funcţie de viitoarele condiţii de exploatare.

— Determinarea parametrilor hidrogeologici prin pompări experimentale din foraje singulare şi grupate, şi anume : debit specific, coeficient de infiltraţie, presiunea stratului acvifer, raza de influenţă.

— Stabilirea gradului de fisurare a rocilor cristaline, prin turnări experimentale la diferite adîncimi.

Determinarea în laborator a parametrilor fizico-mecanici ai rocilor din Sedimentar şi Cristalin.

— Evaluarea rezervelor statice şi dinamice de ape subterane.

— Stabilirea caracteristicilor hidrochimice ale apelor subterane.

★

Materialul documentar obţinut va oferi datele necesare caracterizării condiţiilor hidrogeologice ale zăcămîntului de fier de la Palazu Mare, în vederea promovării rezervelor geologice ca rezerve industriale şi va aduce contribuţii la orientarea întocmirii proiectului de exploatare.

Susținerea galeriilor și a planurilor înclinate în inele de bolțari la minele de lignit ale Trustului minier „Muntenia"

Ing. C. JURCA

La exploatările de lignit de la Doicești, Filipești, Ceptura și Ojasca, susținerea lucrărilor de înaintare (galerii, planuri înclinate și suitori) se făcea pînă în anul 1957 cu lemn, zidărie din bolțari de beton și beton bătut.

În anul 1957 la Exploatarea minieră Sălajul din regiunea Oradea, s-a încercat pentru prima dată la noi în țară susținerea galeriilor cu armături formate din inele de bolțari de beton cu inserții de scîndură de brad între bolțari. Bolțarii cunoscuți sub numele de tip Sălajul, au o formă specială care permite fixarea bandajelor de lemn între inele, astfel că servesc și ca strîngători nepermițînd deplasarea inelelor montate în cîmpuri.

În cursul anului 1958 s-a introdus susținerea cu inele de bolțari într-o galerie direcțională din stratul II mina Șotînga II de la Exploatarea minieră Doicești, cu rezultate foarte mulțumitoare. Acolo unde înainte vreme armăturile octogonale de lemn în desiș după 2—3 luni trebuiau înlocuite, inelele de bolțari au rezistat nedeformate peste un an și s-au înlocuit numai în apropierea abatajului unde presiunea se manifesta mai puternic în urma dirijării acoperișului prin prăbușire.

Susținerea cu inele de bolțari s-a introdus apoi la minele Filipești, Ceptura și Ojasca. în prezent 25% din galerii și planuri înclinate fiind susținute cu inele de bolțari.

În urma introducerii susținerii cu inele de bolțari în galerii și planuri înclinate a scăzut foarte mult volumul lucrărilor de întreținere și consumul specific de lemn de mină iar profilul lucrărilor miniere se menține neschimbat asigurînd un transport și aeraj mai bun și o circulație normală a personalului.

Domeniul de aplicare a susținerii cu inele de bolțari din beton

Rocile înconjurătoare ale stratelor de lignit sînt roci cu rezistență mecanică mică, fiind formate din argile, marne și nisipuri. Roca cea mai rezistentă este chiar stratul de lignit mai ales cînd este compact, avînd o structură lemnoasă. Stratele de lignit din minele Filipești, Ceptura și Ojasca, au în general multe intercalații de steril fiind mai puțin rezistente față de stratele în prezent în exploatare la E.M. Doicești. Sub nivelul hidrostatic rocile sterile din culcușul și coperișul stratelor, de obicei formate din marne argiloase, sub influența apei devin plastice și exercită presiuni foarte mari asupra lucrărilor miniere, iar cele nisipoase devin curgătoare (borchișuri). De aceea lucrările de deschidere și pregătire sînt plasate în majoritatea cazurilor în stratul de lignit. Stratele de lignit exploatabile au grosimi de la 1,2—4,0 m și înclinări de 0—35°.

Din studiile tehnico-economice ale folosirii și comportării diferitelor tipuri de susținere în galerii s-a constatat că în afară de susținerea circulară, celelalte tipuri de susținere suferă deformații mari din cauza capacității portante insuficiente, a formei necorespunzătoare, solicitărilor și a lipsei de elasticitate liniară. De asemenea numai susținerea inelară este capabilă să reziste la presiunea activă a rocilor și se recomandă folosirea inelelor metalice asamblate elastic și a inelelor de bolțari semielastice în galeriile și planurile înclinate de pregătire, iar a susținerii cu zidărie de bolțari și cu beton bătut monolit în lucrările de deschidere de lungă durată.

Susținerea galeriilor și a planurilor înclinate cu inele de bolțari se face în lucrările miniere de cercetare, deschidere și pregătire.

La lucrările miniere de cercetare susținerea se face exclusiv în inele de bolțari, deoarece cele mai multe dintre aceste lucrări sînt în prezent sub nivelul hidrostatic unde sînt presiuni mari și există un pericol permanent de erupții de borchișuri.

Lucrările miniere de deschidere sînt susținute în inele de bolțari într-un număr mai redus deoarece durata lor de funcționare fiind de circa 5—15 ani sînt susținute în beton bătut sau zidărie de beton.

Domeniul cel mai corespunzător pentru susținerea cu inele de bolțari îl formează lucrările de pregătire principale cu o durată de 6 luni pînă la 2 ani. În lucrările de pregătire secundare (preabataje) din apropierea abatajelor, susținerea cea mai indicată ar fi susținerea metalică elastică pentru că rezistă

mai bine decît inelele de bolțari la presiunea ce se manifestă în fața frontului de abataj și armăturile pot fi refolosite de mai multe ori. Inelele de bolțari folosite în aceste condiții au avut pierderi pînă la 80% în apropierea frontului, inelele trebuind să fie înlocuite din timp cu armături de lemn.

Inelele de bolțari rezistă foarte bine și durează mult în lucrările miniere săpate în roci compacte și uscate. La rearmarea lucrărilor susținute în lemn, mai ales cînd s-au făcut rectificări de vatră sau au fost surpări din acoperiș inelele de bolțari se deformează și pentru a se evita cheltuieli mari de întreținere este mai recomandabil să fie susținute cu inele de bolțari în desiș sau cu zidărie de bolțari.

Tipurile de susținere cu inele de bolțari

a) Inele tip Sălajul. Susținerea cu inele de bolțari este formată din armături circulare de bolțari cu inserții elastice din scîndură de brad care pot fi așezate :

- în cîmpuri cu un rînd de inele, la 0,9 m ;
- în cîmpuri cu două rînduri de inele, la 1,2 m ;
- în desiș.

La armăturile în cîmpuri sînt montate între inele bandaje din lemn de gorun sau brad ecarisat de 12 cm lățime, 5—8 cm grosime și 70 cm lungime.

Cîmpurile sînt în mod obișnuit de 60 cm astfel ca să se poată la nevoie intercala încă două inele în caz de sporire a presiunii. Distanța între inele se poate reduce pînă la 30 cm sau se armează inelele în desiș în caz de mare presiune.

Armăturile din inele de bolțari pot fi cu raza interioară de 1,1 m ; 1,2 m și 1,3 m (tabela 1).

Tabela 1

După sistemul de armare avem următorul volum de bolțari pe m l de galerie

Profil circular cu raze, R	Inele simple		Inele duble		Inele în desiș	
	bucăți	m³	bucăți	m³	bucăți	m³
$R = 1{,}1$ m	36	0,489	53	0,721	106	1,440
$R = 1{,}2$ m	36	0,601	53	0,885	106	1,770
$R = 1{,}3$ m	42	0,676	64	1,030	126	2,020

La profilul armat cu inele simple avem 1,1 inele/m l, la cel cu inele duble 1,7 inele/m l, iar la cel cu inele în desiș avem 3,3 inele/m l. Într-un inel la profile cu R.1,1 și R.1,2 sînt 32 bolțari pe inel, iar la cele cu R.1,3 sînt 38 bolțari pe inel (tabela 2).

Grosimea radială a bolțarilor este de 25—30 cm. Betonul este format din agregate spălate cu 300 kg/m³ ciment marca P. 400,

Tabela 2

Caracteristicile bolțarilor confecționați la atelierele de prefabricate de beton Provița și Doicești

Bolțari tip	Volum	Greutate, kg	Rezistență, kg/cm²
Sălaj R. 1,1 m	0,0136 m³	32	250
Sălaj R. 1,2 m	0,0167 m³	40	250
Sălaj R. 1,3 m	0,0161 m³	38	250

vibrat. Proporția dintre pietriș și nisip : 1 :1,5. Dozajul de apă 160 l/m³ de beton. Rezistența la compresiune a betonului R.28 200 kg/cm² (tabela 3).

Tabela 3

Dimensiunile principale ale lucrărilor miniere susținute în inele de bolțari

Profil circular	Diametrul excavației	S_s Profil de săpare	S_l Profil liber	$S_l : S_s$
R. interior 1,1 m	2,70 m	5,75 m³	3,80 m²	0,66
R. interior 1,2 m	3,14 m	7,07 m²	4,52 m²	0,64
R. interior 1,3 m	3,20 m	8,04 m²	5,30 m²	0,51

Profilul cu R.1,1 se folosește pentru transport manual cu vagonetul la lucrările de pregătire secundare (preabataje).

Profilul cu R.1,2 m se folosește pentru transportul cu locomotive cu acumulatori sau Diesel.

Profilul cu R.1,3 m se folosește la galeriile principale de deschidere unde transportul se face cu locomotive cu troleu.

Montarea inelelor se face pînă la 1 m distanță de la frontul de lucru imediat după

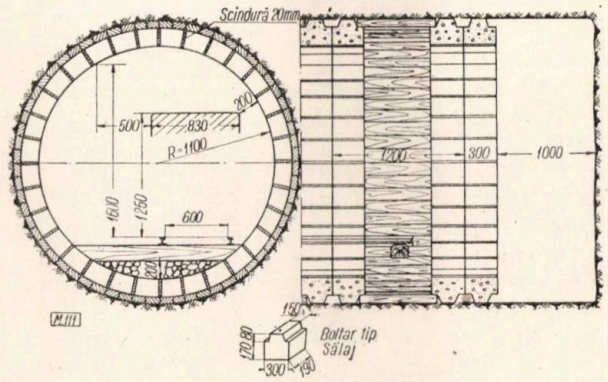


Fig. 1. Galerie susținută cu inele de bolțari — R = 1 100 (transport manual).

evacuarea materialului pușcat. La montare se folosesc remonezi metalice circulare cu raza exterioară de 1,1, 1,2 sau 1,3 din fier U, NP.120—140, formate din două sau trei elemente solidarizate cu buloane.

La susținerea cu inele de bolțari a galeriilor de transport de lungă durată, în loc

de plăci de scîndură întrebolțari, consolidarea bolțarilor se face cu mortar de ciment. Astfel se execută galeria direcțională principală de transport din stratul V de la Exploatarea minieră Filipeștii de Pădure.

★

În afară de bolțarii tip Sălaj s-au mai experimentat și alte forme și anume :

— Tip Miriță, care au forma alungită,

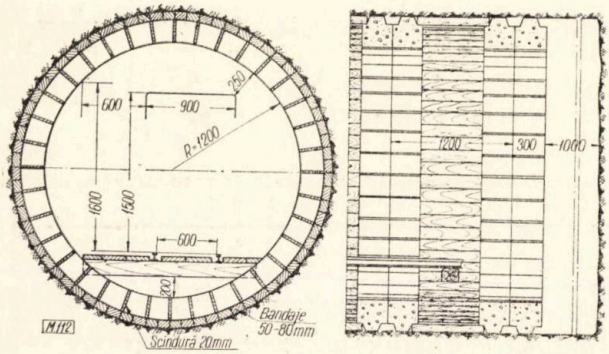


Fig. 2. Galerie susținut cu inele de bolțari — R = 1 200 (transport cu locomotivă).

secțiunea mai redusă, lungimea de două ori mai mare decît cei obișnuiți, rezistența betonului mai mare și o greutate de 39 kg intrînd 16 bucăți pe un inel. Necesită un profil de săpare mai mic, avînd raportul între secțiunea liberă și cea excavată de 0,71, aproape de cel al susținerii în lemn la profilul corespunzător. Pînă în prezent comportarea acestui sistem de armare este bun :

— Tip Doicești, care au o formă aproximativ paralelipipedică, de 50 cm lun-

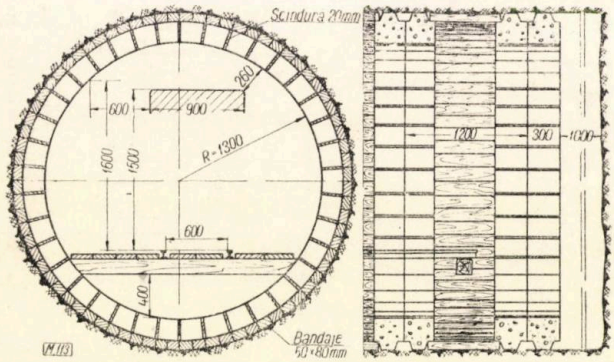


Fig. 3. Galerie susținută cu inele de bolțari — R = 1 300 (transport cu locomotivă).

gime, 18 cm grosime și 23 cm lățime, cu o greutate de circa 40 kg. Sistemul acesta de inele nu are bandaje ; inelele de bolțari fiind așezate în desiș țin loc de bolțari și de bandaje în același timp. Necesită un profil de săpare mai mic, avînd raportul între secțiunea liberă și cea excavată de 0,74 Acest sistem de armare în stratul I de la mina Mărgineanca în zone uscate și cu presiune medie a dat bune rezultate. În zonele cu presiune mai mare la mină Șotînga și Palanga (Filipești) au dat rezultate bune pînă în prezent. La acest sistem de armare volumul betonului fiind aproximativ egal cu cel al bolțarilor tip Sălajul, se face economie de materialul lemnos de la bandaje cu 0,400 m³/m l.

b) Inele de bolțari combinate cu armături octogonale. În zonele de sub nivelul hidrostatic la mina Ojasca inelele obișnuite tip Sălajul nu au rezistat presiunii mari deformîndu-se după un timp. S-a încercat un sistem de armare combinat format din : două inele de bolțari de beton obișnuiți cu plăci de scîndură și trei armături de brad octogonale în desiș. Acest sistem de armare a dat la început rezultate bune, însă în zonele cu apă lemnul se altera în timp scurt și inelele se deformau.

c) Inele de bolțari în desiș. În zonele cu presiune excepțională, sub nivelul hidrostatic,

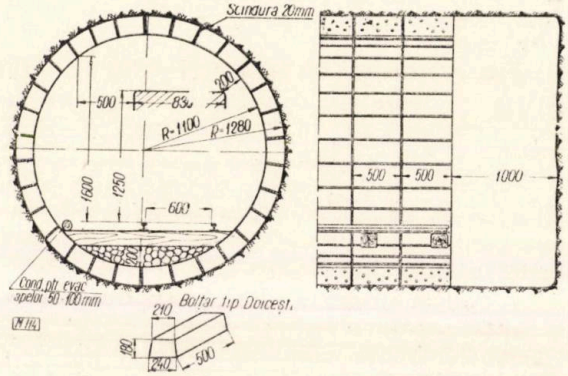


Fig. 4. Galerie susținută cu inele de bolțari — R=1 100 (tip Doicești cu transport manual).

am obținut rezultate mai bune armînd galeriile cu inele de bolțari în desiș. În acest fel s-a reușit să se mențină profilul normal al galeriilor din mina Ojasca oriz. 165 est, mina Șotînga II str. II Valea Popii, oriz. 299 de la E.M. Doicești, mina Palanga str. VII nord, oriz. 324 de la A.M. Filipești. La acest sistem de susținere se pot folosi și bolțari obișnuiți.

3. Extinderea susținerii cu inele de bolțari

Introducerea susținerii cu inele de bolțari s-a făcut cu oarecari greutăți la început. Din lipsă de experiență în montarea corectă a inelelor, s-au redus vitezele de înaintări față de vitezele obținute în cazul folosirii susținerii în lemn.

Cu timpul, procesul de lucru s-a îmbunătățit, costul bolțarilor s-a redus cu 50%/m³, avansările lunare s-au ridicat peste media obținută în cazul folosirii susținerii în lemn,

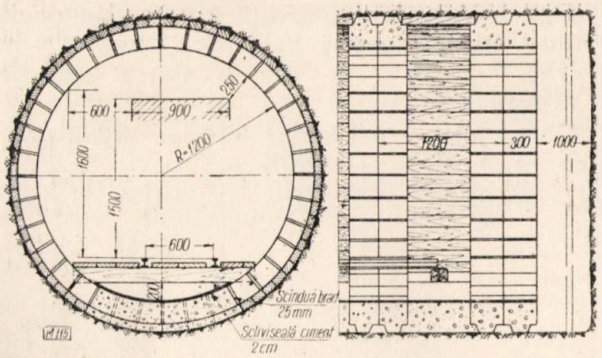


Fig. 5. Galerie susținută cu inele de bolțari — R = 1 200 și beton la vatra între inele (transport cu locomotivă).

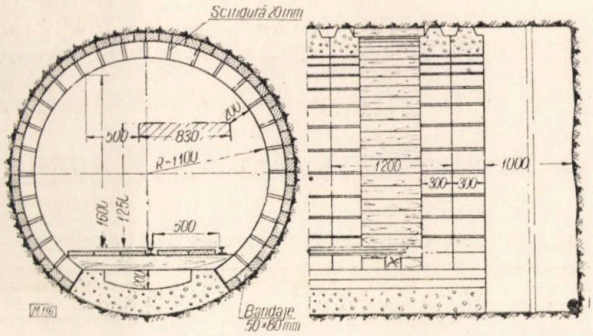


Fig. 6. Galerie susținută cu inele de bolțari — R = 1 100 cu vatra betonată (transport manual).

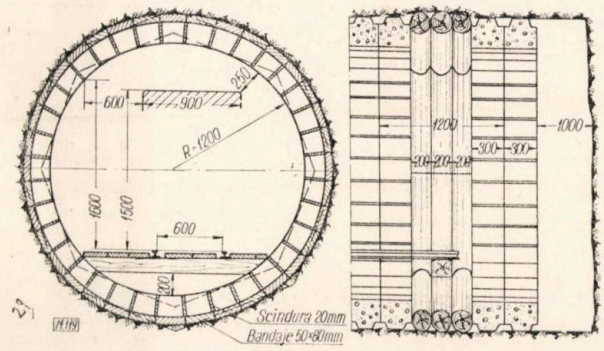


Fig. 7. Galerie susținută cu inele de bolțari — R = 1 300 (cu vatra betonată cu prefabricate tip Doicești și transport cu locomotivă).

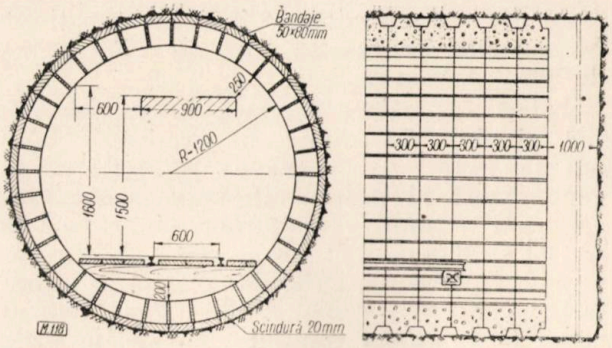


Fig. 8. Galerie susținută cu inele de bolțari — R = 1 200 (transport cu locomotivă).

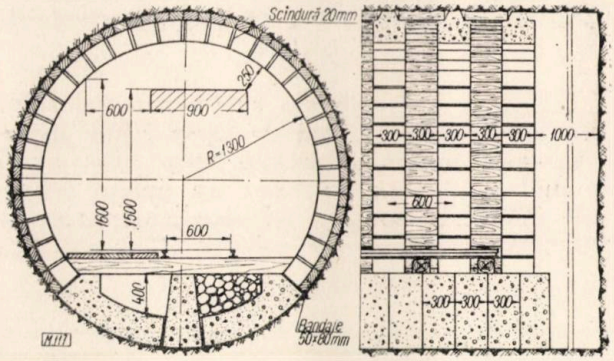


Fig. 9. Galerie susținută cu inele de bolțari și cadre octogonale de brad cu diametru 200, R=1 200 (transport cu locomotivă).

ceea ce a contribuit la reducerea costului lucrărilor miniere susținute în bolțari și a permis o extindere într-un ritm destul de rapid. Un factor important a fost reducerea cheltuielilor de întreținere față de susținerea în lemn. În acest sens se remarcă faptul că unele galerii după doi ani de serviciu nu au necesitat nici un fel de întreținere (tabela 4).

Tabela 4

Lungimea galeriilor și planurilor înclinate susținute în inele de bolțari pînă la data de 31.XII. 1960

Exploatarea	U/M	1958	1959	1960
Doicești	m l	544	2 744	4 802
Filipești	m l	107	1 612	4 937
Ceptura	m l	—	502	818
Ojasca	m l	115	829	792
Total	m l	766	5 687	11 349

Tabela 5

Repartiția lungimilor de lucrări de înaintare după natura materialului de susținere, executate în anul 1960

Exploatarea	Total m	Betonat		Zid de beton		Lemn		Inele bolțari		Metalice	
		m	%	m	%	m	%	m	%	m	%
Doicești	13 606	205	1,5	1 422	10,4	7 177	52,7	4 802	35,4	—	—
Filipești	19 459	106	0,6	663	3,4	13 546	69,5	4 937	25,4	207	1,1
Ceptura	3 255	10	0,3	365	1,1	2 020	62,2	818	25,1	44	1,3
Ojasca	1 777	—	—	—	—	985	54,9	792	45,1	—	—
Total	38 097	321	0,8	2 448	6,4	23 728	62,1	11 349	30	251	0,6

Ponderea lucrărilor de înaintare susținute în inele de bolțari pe trust în 1960 a fost de 30% (tabela 5).

Avînd în vedere trecerea la exploatarea sub nivelul hidrostatic, în următorii 5—10 ani va trebui ca susținerea în inele să fie generalizată și îmbunătățită. Se prevede ca grosimea actuală a bolțarilor să crească de la 200 și 300 mm la 350 și 400 mm. În anii următori ponderea galeriilor susținute în bolțari va ajunge pînă la 50—60%, cele în metal la 10—20% rămînînd ca să fie susținute în lemn numai 20—40%.

4. Eficiența economică a susținerii cu inele de bolțari

Folosirea betonului la susținerea galeriilor din mină este impusă de lipsa altor materiale mai potrivite acestui scop cum ar fi lemnul și oțelul ; de aceea un calcul economic în aceste condiții își pierde o parte din importanța lui.

Din tabela 7 se constată că în decurs de numai un an costul galeriilor susținute în bolțari s-a redus cu 26%, tendința fiind de continuă scădere.

Ca urmare a măsurilor tehnico-organizatorice luate și a extinderii susținerii cu inele de bolțari și a reducerii volumului de lemn folosit la întreținere, consumurile specifice de lemn de mină sînt în continuă scădere după cum se poate constata din tabela 7.

În cursul anilor 1959-1960 s-a constatat că volumul lucrărilor de întreținere a lucrărilor miniere a scăzut simțitor datorită în bună parte susținerii cu inele de bolțari (tabela 8).

Se constată o scădere importantă a cheltuielilor de întreținere la E. M. Doicești, unde aspectul galeriilor după introducerea inelelor de bolțari s-a schimbat radical, circulația, transportul și aerajul făcîndu-se în condiții excepțional de bune.

La E. M. Filipești se constată o creștere a cheltuielilor de întreținere avînd în vedere faptul că s-au extins lucrările de pregătire,

Tabela 6

Prețul de cost al unei galerii de pregătire cu profil de 6 m² susținută cu inele de bolțari comparativ cu susținerea în lemn

Exploatarea	Anul 1959				Anul 1960			
	lei/m³		lei/m l		lei/m³		lei/ml	
	lemn	inele bolțari	lemn	inele bolțari	lemn	inele bolțari	lemn	inele bolțari
Doicești	80,60	177,62	484	1 066	76,27	115,85	460	695
Filipești	62,60	160,50	366	962	67,56	127,66	408	760
Ceptura	58,90	140,72	355	790	66,00	129,83	395	770
Ojasca	76,50	131,21	458	790	85,14	112,95	510	677
T.M. Muntenia	67,60	161,33	406	968	70,55	120,60	423	723

Din calculul făcut în anul 1959 costul inițial al galeriilor susținute în inele de bolțari a fost cu 140% mai mare decît cele susținute în lemn, iar în anul 1960 numai cu 70%. Ținînd seama pe de o parte că în galeriile susținute cu inele de bolțari nu avem cheltuieli de întreținere, că se poate conta pe o recuperare de cel puțin 50% a bolțarilor, că în mare parte acestea sînt lucrări de pregătire cu durată de 1—2 ani, iar pe de altă parte că în același interval o galerie susținută în lemn trebuie cel puțin odată rearmată, rezultă că susținerea făcută cu armături din inele de bolțari este cel puțin echivalentă ca preț de cost cu susținerea în lemn.

Eficiența economică a susținerii cu inele de bolțari va fi mai evidentă în anii următori cînd prețul de cost al bolțarilor va mai scădea, cînd avansările vor fi mai mari și va crește procentul de recuperare a bolțarilor (tabela 6).

s-au executat în apropierea nivelului hidrostatic și s-au înlocuit parțial armăturile vechi de lemn cu susținere în inele de bolțari.

Tabela 7

Scăderea consumului specific de lemn de mină

Exploatarea	1957	1958	1959	1960
	m³/1 000 t			
Doicești	78,5	63,3	56,7	50,2
Filipești	44,7	49,9	49,3	47,0
Ceptura	59,2	54,0	44,1	47,6
Ojasca	94,0	102,0	77,2	68,4
T.M. Muntenia	61,0	57,3	53,1	49,5

La E. M. Ceptura cheltuielile de întreținere au crescut datorită extinderii lucrărilor de pregătire și întreținerea unor lucrări de pregătire sub nivelul hidrostatic.

Din cele de mai sus se poate trage concluzia că deși susținerea cu inele de bolțari

Tabela 8

Variația costurilor de întreținere a lucrărilor miniere pe ultimii ani

Exploatarea		1958	1959	1960
Doicești	lei/t	10,88	8,27	5,66
Filipești	lei/t	4,47	3,94	4,89
Ceptura	lei/t	3,26	2,86	3,33
Ojasca	lei/t	15,22	13,85	14,57
T. M. Muntenia	lei/t	7,03	5,75	5,52

a galeriilor și planurilor înclinate pare aparent mai costisitoare, totuși în anii următori va fi economică, avînd în vedere că este mai rezistentă decît susținerea în lemn, că nu necesită cheltuieli mari de întreținere și că procentul de recuperare a bolțarilor va crește.

5. Propuneri pentru îmbunătățirea susținerii cu inele de bolțari

Din experiența acumulată în anii 1958-1960 cu susținerea galeriilor și planurilor înclinate în minele de lignit ale Trustului Minier Muntenia, rezultă că este cel mai corespunzător sistem de susținere din punct de vedere tehnic și economic la condițiile actuale de zăcămînt, adică pînă la nivelul hidrostatic și la presiuni mijlocii.

Pentru îmbunătățirea sistemului de susținere în inele de bolțari sînt de rezolvat o serie de probleme de ordin tehnic, prin care se vor elimina unele din deficiențele constatate pînă în prezent.

a) *Problema profilului galeriilor.* Profilul galeriilor susținute în inele de bolțari obișnuit are raza interioară de 1,1; 1,2 și 1,3 m. Aceste profile sînt în concordanță cu prescripțiile de NTS și nu sîntem de părere se fie înlocuite cu un singur profil, deoarece ele corespund scopurilor pentru lucrările de pregătire secundară a rețelei de pregătire principală și a lucrărilor de deschidere.

Nu sîntem de părere ca să se uniformizeze profilele la raza 1,3 m deoarece în acest fel vom avea de făcut excavații mari, presiunea va fi mai mare la lucrările în strate subțiri (1,0—1,2 m), se va excava de două ori mai mult steril decît cărbune, calitatea cărbunelui se va înrăutăți iar costul lucrărilor de pregătire va fi mai ridicat.

b) *Problema inserțiilor elastice de lemn.* Plăcuțele de scîndură la brad de 20—25 mm grosime care se montează între bolțari asigură un anumit grad de elasticitate, care cedează pînă la o anumită presiune a rocilor înconjurătoare. La presiuni foarte mari plăcuțele de scîndură se turtesc complet și bolțarii încep să se fisureze și chiar se distrug.

Elasticitatea inelului poate fi variată după numărul și natura inserțiilor. Încercări în această privință încă nu s-au făcut.

Propunem ca Institutul de Cercetări Miniere să studieze sistemul de inserție cel mai corespunzător din punct de vedere tehnic și economic. Se pot face încercări de înlocuire a scîndurii de brad care putrezește ușor în mină, cu carton asfaltat, plăci de cauciuc (din benzile vechi reformate), plăci din mase plastice etc. Este de dorit ca viitoarele plăcuțe să poată fi recuperate ca și bolțarii de beton.

c) *Problema canalului pentru evacuarea apelor.* Susținerea cu inele de bolțari s-a făcut pînă în prezent în mare parte în zonele de deasupra nivelului hidrostatic și mai mult în lucrări de pregătire astfel că nu a fost necesară amenajarea unui canal pentru scurgerea apelor. În anumite zone unde avem infiltrații concentrate de ape, se face un jomp și cu ajutorul unei pompe mici se evacuează apa pe o conductă de 50 mm în galeriile principale de transport.

Avînd în vedere că în următorii ani exploatările vor intra cu majoritatea lucrărilor sub nivelul hidrostatic unde sînt de așteptat infiltrații mari de ape sau de evacuat apele de la lucrările de asecare, problema executării canalului trebuie rezolvată în timp scurt și în mod corespunzător. În prezent apele se scurg pe vatra galeriilor.

Încercările făcute cu elemente prefabricate de vatră nu au dat rezultate concludente, piesele fiind prea grele (160 kg) și nu se asigura o etanșare perfectă.

S-a încercat betonarea vetrei cu beton bătut peste care s-a ridicat bolta din inele de bolțari. Soluția prezintă dezavantajul că reduce avansarea și la presiuni mari din vatră betonul crapă înainte de a face priză.

La E. M. Ceptura în galeria direcțională din str. III oriz. 187 din planul înclinat G.514 susținută în inele de bolțari dubli, s-a amenajat canalul de apă prin betonarea spațiului dintre inele cu beton bătut și acoperirea inelelor cu un strat de mortar de ciment. Deasupra canalului se așază traversele de cale ferată pînă la pereții laterali ai galeriei și se podește cu scîndură de molid de 5 cm grosime deasupra întregului canal. Se pare că în locurile fără presiune mare din vatră acest sistem de canal va da rezultate bune.

Problema executării canalului de apă în galeriile susținute în inele de bolțari rămîne să fie rezolvată prin încercări cu prefabricate de beton bătut, sau altă metodă de drenare a apelor.

d) *Problema bandajelor.* În prezent se folosesc bandaje din scîndură de brad de 20—25 mm, dulapi de brad sau stejar 50—80 mm, jumătăți de lemn de brad (circa 10 cm

grosime) și lemn de mină crăpat, care servesc și ca strîngători între inelele de bolțari.

S-au făcut cîteva încercări de înlocuire a lemnului cu bandaje de beton armat; rezultatele însă nu sînt concludente.

Bandajele de beton armat prezintă avantajul că nu sînt influențate de atmosfera din mină și pot fi refolosite. Prezintă dezavantajul că inelele trebuie montate la distanțe fixe și sînt costisitoare și necesită fier-beton care este deficitar.

Încercări cu alte materiale: tablă ondulată, tablă perforată, crengi de copaci 8—10 cm grosime etc. nu s-au făcut. Problema bandajelor rămîne încă de rezolvat.

e) *Problema rezistenței bolțarilor.* Rezistența bolțarilor de beton are importanță deosebită, ea hotărînd prețul de cost și calitatea bolțarilor, adică posibilitatea de refolosire de cît mai multe ori.

În cursul anului 1960 la T. M. Muntenia s-a întocmit un studiu asupra fabricării și tipizării bolțarilor, în urma căruia s-a întocmit un proiect de normă în curs de omologare.

La Trustul minier Muntenia sînt două ateliere de fabricat bolțari: la Provița — Filipeștii de Pădure — pentru minele Filipești, Ceptura și Ojasca și la Doicești pentru mina Doicești.

Rezistența bolțarilor fabricați la aceste ateliere este de circa 250 kg/cm². Avînd în vedere că pe viitor sub nivelul hidrostatic sînt de așteptat presiuni mult mai mari este necesar a studia dimensiunile și rezistența cea mai corespunzătoare acestor condiții de exploatare.

Pentru ca să se încerce fabricarea bolțarilor cu grosimi pînă la 50 cm și cu o rezistență la compresiune de 300—400 kg/cm², în cadrul atelierelor de prefabricate Provița și Doicești se vor lua măsuri de îmbunătățirea procesului tehnologic de fabricare a bolțarilor prin: spălarea agregatelor, prin dozarea corectă, prin amestecul omogen al constituenților, prin adăugarea de apă strict necesară, o bună vibrare a betonului, prin etuvarea bolțarilor în timp de iarnă la Provița și prin luare de măsuri de a nu trimite la exploatări bolțari decît după ce au o durată de fabricație de minimum 28 zile.

★

Din cele expuse mai sus rezultă că pînă în prezent folosirea inelelor de bolțari de beton la susținerea galeriilor și planurilor înclinate din minele de lignit s-a dovedit a fi mai corespunzătoare din punct de vedere tehnic și economic decît susținerea în lemn.

Susținerea cu inele de bolțari este indicată la lucrările de deschidere și pregătire cu durată de 1—5 ani, lucrările principale de deschidere rămînînd și pe mai departe să fie susținute în zidărie de beton, iar lucrările de pregătire secundare pînă la un an să fie susținute metalic.

Susținerea cu inele de bolțari de beton este o problemă de tehnică nouă la minele de lignit rezolvată cu succes pe linie tehnică și economică și trebuie îmbunătățită astfel ca să asigure planul producției de lignit la un preț de cost cît mai redus.

LEFORDITVA
336 Bá 2/62

Aplicarea tehnicii noi în lucrările miniere de deschidere

Ing. A. Beraru

Printre măreţele obiective stabilite prin Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R. care se vor realiza în următorii ani, se numără şi acelea cu privire la dezvoltarea rezervelor şi producţiei de minereuri de fier şi cărbune în special a cărbunelui cocsificabil.

După cum rezultă din Raportul prezentat de tovarăşul Gh. Gheorghiu-Dej la Congresul al III-lea al Partidului, extinderea mecanizării şi automatizării producţiei, reutilarea intreprinderilor existente şi înzestrarea celor noi cu utilaj şi agregate la nivelul celor mai noi realizări ale tehncii precum şi aplicarea în măsură tot mai largă a proceselor tehnologice noi constituie sarcinile de bază ale dezvoltării industriei noastre în următorii 6 ani.

Izvorîtă din aceste Directive, Hotărîrea C.C. al P.M.R. şi a Consiliului de Miniştri din R.P.R., a trasat sarcini concrete cu privire la ridicarea nivelului tehnic al producţiei.

Mărirea rezervelor de substanţe minerale utile cum şi punerea lor apoi în exploatare, este condiţionată de ritmul de executare, pe de o parte a lucrărilor de explorare, iar pe de altă parte a lucrărilor de deschidere şi pregătire a minelor noi din zăcămintele explorate.

Timpul necesar pentru deschiderea de mine noi se scurtează pe măsură ce se măresc vitezele de înaintare a lucrărilor miniere de deschidere.

Articolul de faţă urmăreşte să analizeze perspectivele cu privire la aplicarea tehnicii noi în lucrările miniere de deschidere ce urmează a fi executate de Trustul de prospecţiuni, explorări şi deschideri de mine noi (TPEDMN).

Puţurile de mină pot fi executate cu procedee de lucru obişnuite atunci cînd condiţiile geologico-miniere în care se sapă sînt normale, sau cu procedee speciale (trusă tăietoare, îngheţare, cimentare etc.), atunci cînd condiţiile geologice sînt extrem de grele — viituri mari de apă, prezenţa borchişurilor, nisipurilor acvifere etc.

În Uniunea Sovietică, unde există o bogată experienţă în săpare a puţurilor, ţinînd seama că numai în perioada 1952—1959 în minele de cărbuni s-au executat puţuri cu lungimea totală de 160 km, vitezele medii de înaintare a puţurilor au crescut pe măsură ce s-au introdus utilaje moderne şi tehnologii noi în săparea şi susţinerea puţurilor.

În tabela 1 se vede dinamica creşterii vitezelor de săpare a puţurilor pe perioada 1952—1959 în U.R.S.S., precum şi procentual metodele de lucru folosite şi modul de susţinere.

Din tabela 1 rezultă că viteza de săpare a puţurilor a crescut odată cu extinderea procedeului de lucru cu executarea simultană a lucrărilor de săpare şi betonare precum şi odată cu folosirea susţinerii din tubinguri, iar în ultimii ani a cofrajelor metalice mobile şi a altor agregate speciale pentru săpa-

Tabela 1

Procedeele de lucru folosite şi rezultatele obţinute la săparea puţurilor din U.R.S.S.

1 Indicatori	2 Anul							
	1952	1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959
3 *Procedee de lucru folosite în %*								
— Succesivă 4	81,7	75,7	67,1	60,3	45,0	25,0	15,0	13,0
— Paralelă 5	18,3	24,3	32,9	36.9	38,4	31,0	25,0	7,4
— Simultană 6	—	—	—	2,8	15,0	40,1	53,9	70,0
7 *Susţinerea folosită în %*								
— Beton turnat cu cofraje de lemn 8	50,6	37,0	27,1	25,8	19,4	19,6	20,7	16,2
— Bolţari de beton 9	18,4	23,3	34,0	38,2	28,2	18,1	6,5	5,2
— Tubinguri de beton armat 10	—	—	1,1	2,8	16,7	43,4	56,6	54,2
— Beton turnat în cofraje metalice mobile 11	—	—	—	—	—	1,8	0,9	15,0
— Tubinguri de fontă 12	12,5	11,4	15,4	17,1	17,4	4,1	36	1,1
13 *Viteză realizată m/lună*								
— maximă 14	101,5	129,4	150	202,1	—	241,1	—	264,6
— medie 15	17,4	18,6	24,5	26,7	27,8	33,2	28,5	34,3

rea puţurilor, care exclud necesitatea susţinerii provizorii.

În timp ce săparea puţurilor în condiţiile geologice normale se poate face cu procedee de lucru obişnuite, fără folosirea unui echipament special, săparea prin nisipuri acvifere, borchişuri etc., adică în condiţii geologice foarte grele, se poate face numai cu procedee şi utilaje speciale, care pînă în 1960 nu au fost folosite la noi în ţară.

* După „Gornii Jurnal", nr. 11/1960, p. 48—51.

În 1960 s-a prevăzut, pentru prima dată, folosirea unei truse tăietoare originale pentru puțul Berevoiești.

Trusa tăietoare pentru puțul Berevoiești (fig. 1) concepută și proiectată de un colectiv de ingineri membri ai ASIT, constă dintr-o trusă tăietoare obișnuită împinsă cu 21 de prese hidraulice și asigurată împotriva eventualelor erupții de borchiș cu un dop de rocă consistentă lăsat deasupra stratului de borchiș.

În continuare se prezintă principalele faze de lucru ale procedeului.

Deasupra stratului de borchiș se execută o cameră de beton armat în care se montează cele 21 de prese. Partea de jos a camerei servește totodată drept ghidaj pentru avansarea trusei.

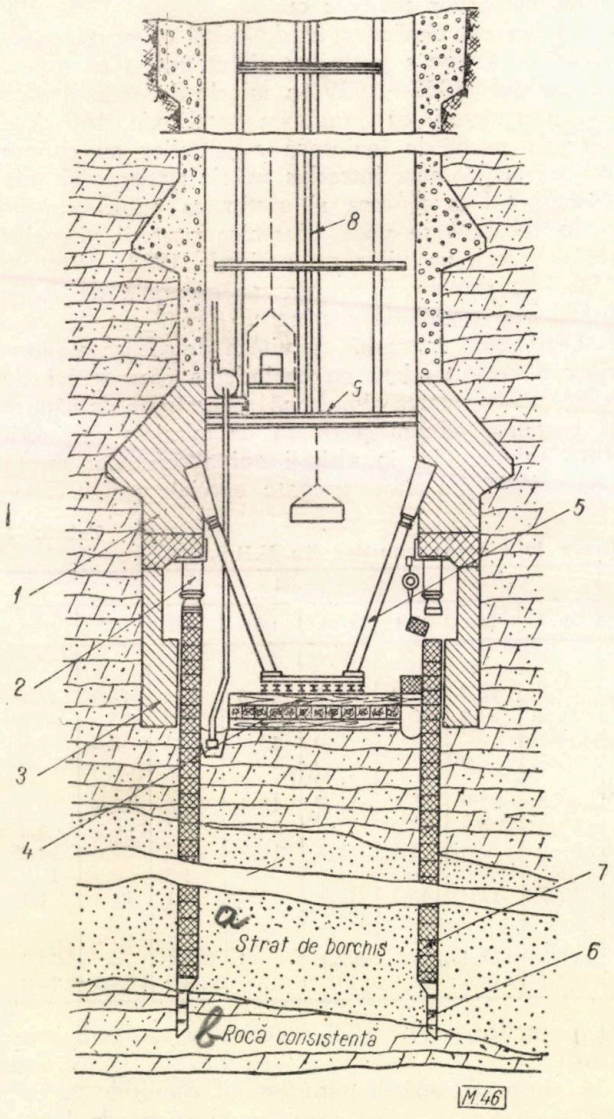


Fig. 1. Trusa tăietoare folosită la săparea puțului Berevoiești :

1 — camera de beton armat ; *2* — prese hidraulice ; *3* — partea de jos a camerei care servește drept ghidaj ; *4* — pod ; *5* — sprijiniri ; *6* — cuțitul trusei ; *7* — bolțari de beton ; *8* — moaze ; *9* — pod de lucru.

Pe fundul puțului se execută un pod din stive de lemn și șine de cale ferată, iar prin intermediul a 6—10 sprijiniri se menține echilibrul dopului de rocă atunci cînd trusa ajunge în stratul de borchiș.

Tusa tăietoare propriu-zisă este formată din tubinguri metalice din tablă de oțel de 20 mm grosime, care formează cuțitul trusei și peste care se așază apoi bolțari din beton armat care constituie cilindrul trusei.

După montarea cilindrului din bolțari de beton pînă la talpa preselor, acestea se pun simultan în funcție, împingîndu-se întregul cilindru cu 45 cm după care se ridică succesiv cîte 3 prese montîndu-se un nou inel de bolțari.

Operațiile de presare și zidire a inelelor de bolțari se repetă pînă ce cuțitul trusei traversează stratul de borchiș și ajunge într-o rocă consistentă, în care se înfige, izolînd astfel prin cilindrul format interiorul puțului, de presiunea borchișului.

După evacuarea rocii din interiorul cilindrului și demontarea cuțitului trusei, se execută un pinten de reazem și se continuă apoi săparea și betonarea puțului prin metoda obișnuită pînă la cîțiva metri deasupra stratului următor de borchiș.

Continuîndu-se de către TPEDMN adîncirea puțului Berevoiești cu procedeul descris, s-a reușit traversarea primului strat de borchiș. În prezent rocile în care se sapă puțul, fiind consistente, se folosește procedeul de săpare obișnuit. Trusa va fi refolosită pentru traversarea celui de-al doilea strat de borchiș indicat de coloana stratigrafică.

Pentru procedeul de săpare prin înghețare, principiul și fazele de lucru au fost descrise amănunțit în Revista Minelor, nr. 12/1960.

Dificultatea cea mai mare întîmpinată la aplicarea procedeului de înghețare constă în forarea găurilor de sondă care trebuie să fie perfect verticale neadmițîndu-se devieri decît pînă la maximum 30′. Pînă în prezent, deși nu s-au folosit utilaje speciale, tehnicienii din cadrul TPEDMN au reușit, aplicînd unele inovații, să execute găuri de sondă care să corespundă cerințelor proiectului.

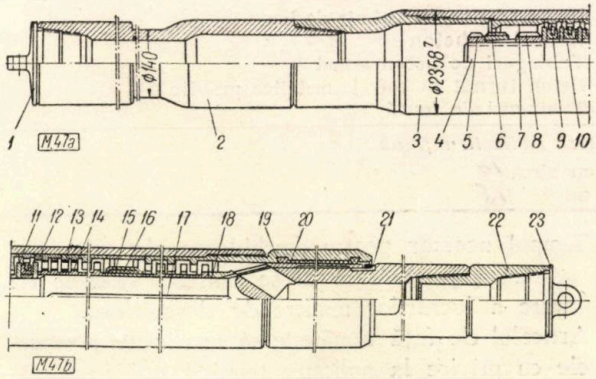


Fig. 2. Turbobur :

1 — dop de protecție ; *2* — reducția ; *3, 4, 9, 12, 13, 15, 16, 18* — elementele părții fixe ale turboburului ; *5, 6, 7, 8, 10, 11, 14, 17, 19, 21, 22, 23* — elementele părții mobile ale turboburului.

Pentru obținerea vitezelor de forare sporite a găurilor, în anii următori se vor folosi instalații moderne — turbobure — la care în timpul forării se rotește numai scula care forează și nu întreaga coloană de prăjini (fig. 2).

Principiul de funcționare a turboburului constă în transformarea energiei curentului hidraulic în energie mecanică de rotație. Lichidul de lucru (noroi sau apă) se aduce în turbobur prin conducte cu ajutorul pompei cu piston montată la suprafață. Trecînd prin coloane de conducte și reductorul turboburului, lichidul de lucru ajunge în canalele de distribuițe ale discului statorului de pe prima treaptă. Prin aceste canale curentul se îndreaptă sub un anumit unghi la paletele discului rotorului, aceleași trepte rotindu-l. În felul acesta, lichidul de lucru trece succesiv prin toate treptele turbinei, iar apoi prin orificiul axului se îndreaptă spre sapă. În rotorul turbinei ia naștere un moment de rotație activ, iar la stator un moment reactiv, egal ca mărime cu primul, însă de sens invers. Momentul de rotație format în axul turboburului se compune din momente egale ale fiecărei trepte atingînd un maxim în partea de jos a axului sub turbină. Turbina turboburului este axială avînd paletele profilate.

Cu astfel de turbine se vor putea spori vitezele de forare a găurilor de sondă de aproximativ două ori în roci moi și de 3—4 ori în roci tari, scurtîndu-se în felul acesta timpul necesar pentru perioada de înghețare.

Sporirea vitezelor de înaintare (săpare și betonare a puțurilor de mină în condiții geologice normale) se va face atît pe seama folosirii unui echipament mai modern cît și pe seama aplicării unei tehnologii noi.

În ce privește folosirea utilajelor cu caracteristici tehnice superioare, atenția a fost îndreptată în special asupra operațiilor cu volum mare de muncă și anume, perforarea găurilor de mină, cum și încărcarea și evacuarea sterilului derocat.

Perforatoarele prevăzute a fi folosite la săparea puțurilor au caracteristici tehnice superioare avînd o frecvență de 2 500—3 000 lovituri pe minut și o forță de lovire de peste 5 kg. Consumul de aer comprimat la aceste perforatoare este de 3—4

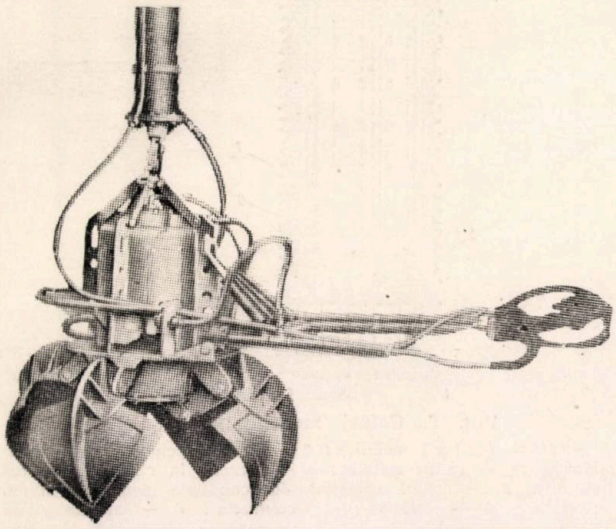


Fig. 3. Greifer polonez LCh.

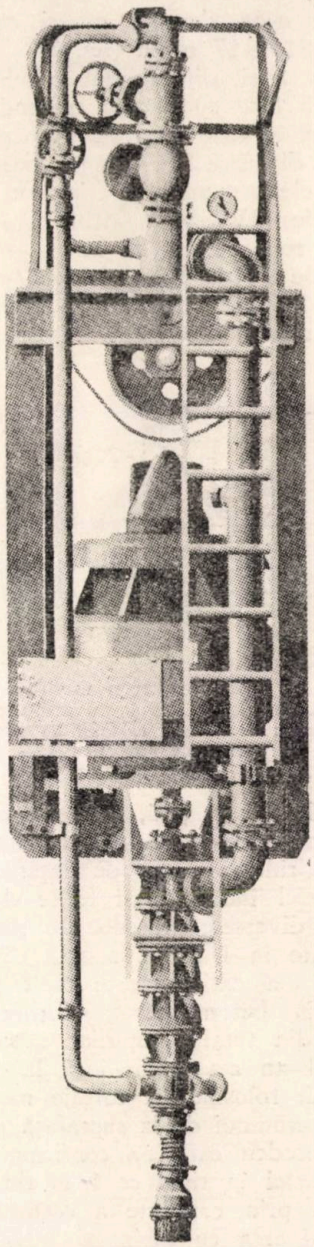


Fig. 4. Pompă de adîncire suspendată.

m^3/min. Astfel de perforatoare sînt cele sovietice, de tipul PR-23, sau perforatoare suedeze „Atlas-Copco" tip BBd și altele. Viteza de perforare la aceste perforatoare crește de aproximativ două ori, în timp ce consumul specific de aer comprimat se reduce cu 30—40%.

Operația de încărcare a chiblelor pe fundul puțului s-a executat la puțurile săpate pînă în prezent manual, ceea ce întîrzia mult evacuarea sterilului.

Pentru puțurile de mină începute (Berevoiești, Godeni, cît și cele care urmează a fi începute

(Lueta etc.) s-a prevăzut procurarea greiferelor pneumatice cu caracteristici asemănătoare greiferelor BC-1 sovietice cu cupă de 0,2 m^3, avînd o capacitate de încărcare de 16 m^3/h şi greifere tip LCh-2 poloneze cu cupa de 0,2 m^3 şi capacitatea de încărcare de 15—17 m^3/h (fig. 3).

Evacuarea apei din fundul puţului în timpul săpării se va face cu pompe suspendate de adîncire verticale, în care scop s-a prevăzut procurarea prin import din U.R.S.S. a unor astfel de pompe cu următoarele caracteristici (fig. 4):

— pompele NVK-1 cu debit $Q=35$ m^3/h şi înălţime de refulare $H=80$ m ;

— pompele PPN-50 cu debit $Q=50$ m^3/h şi înălţime de refulare $H=250$ m.

Pompele menţionate care se vor folosi pentru

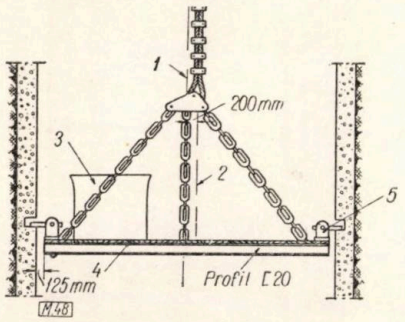


Fig. 5. Pod de lucru metalic pentru procedeu de lucru simultan :
1 — axul puţului ; *2* — axul cablului de suspendare decalat cu 200 mm ; *3* — burlan de protecţie ; *4* — poditură de dulapi ; *5* — dispoztiv de fixare.

prima dată la noi în ţară, fiind suspendate pe cabluri şi manevrate de un troliu montat la suprafaţă, se vor ridica înainte de împuşcarea găurilor de mină astfel încît vor fi ferite de deteriorări.

Analizînd diversele procedee de susţinere a puţurilor folosite în U.R.S.S. rezultă că în perioada 1958—1959 s-a extins foarte mult susţinerea cu tubinguri din beton armat, susţinîndu-se astfel peste 70% din totalul puţurilor executate.

În ultimul an s-a trecut însă la susţinerea cu beton monolit folosindu-se cofraje metalice mobile şi turnarea betonului de la suprafaţă prin conducte metalice, procedeu care s-a confirmat ca cel mai economic. Astfel în timp ce 1 m de susţinere cu beton turnat prin conducte a costat 3 789 ruble (100%) susţinerea cu tubinguri VNII OM SS a costat 6 529 ruble (172%), iar cu tubinguri STK — 5 025 ruble (132%).

Totodată cu aceste procedeu s-au obţinut şi viteze de înaintare mai mari.

La noi în ţară susţinerea puţurilor de mină betonate s-a făcut pînă în prezent cu beton turnat în cofraje de lemn cu cintre metalice precum şi susţinerea cu bolţari de beton, procedee care se vor folosi şi în prima etapă la săparea puţurilor prevăzute a fi executate de TPEDMN.

Pentru obţinerea unui beton bine compactizat, s-au propus vibratoare pneumatice moderne de tipul PMPV pentru beton.

În ce priveşte tehnologia de executare a puţurilor pînă în prezent s-a folosit în general metoda succesivă adică după săparea unui tronson de 15—25 m se execută betonarea lui. În viitor, pentru puţurile cu diametru util peste 4,5 m se preconizează folosirea metodei de lucru paralelă, adică executarea simultană a lucrărilor de săpare şi betonare.

Betonarea se va face de pe un pod de lucru metalic suspendat avînd greutatea de cca. 3 t (fig. 5).

Podurile de lucru metalice vor fi suspendate pe cabluri şi manevrate cu ajutorul unui troliu montat la suprafaţă.

Pentru manevrarea pompei suspendate şi a podului de lucru metalic s-au propus trolii speciale cu viteze reduse respectiv 0,15—0,30 m/s. Transportul de materiale în cazul metodei de lucru simultane se va face cu un troliu montat special în acest scop, folosind chible de 500 l capacitate. La evacuarea sterilului se vor folosi chible cu capacitatea de 750 sau 1 000 l adică mai mari decît cele folosite în prezent.

Folosind echipamentul şi tehnologia de lucru descrise, respectiv aplicarea metodei simultane cu mai multe trolii de lucru vitezele de înaintare a puţurilor de mină se vor putea dubla faţă de cele realizate pînă în prezent, putîndu-se obţine aproximativ 28—30 m/lună puţ săpat şi betonat.

În vederea sporirii continue a vitezei de înaintare se preconizează folosirea, pentru săparea şi betonarea puţurilor, a cofrajelor metalice mobile de tipul OS (fig. 6).

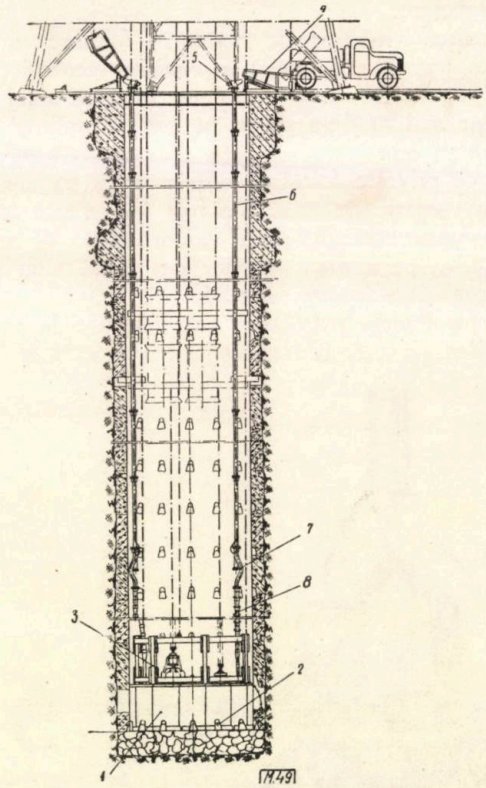


Fig. 6. Cofraj metalic mobil OS :
1 — plăci (şorţuri) metalice ; *2* — locaşe pentru turnarea betonului ; *3* — cadru metalic ; *4* — buncăr în care se descarcă betonul ; *5* — capul coloanei de conducte pentru turnarea betonului ; *6* — coloana de conducte ; *7* — atenuator de viteză ; *8* — capătul conductei cu care se efectuează turnarea betonului.

Cofrajul reprezintă un cilindru metalic de 1,9—2,1 m înălțime format din plăci (șorțuri) prinse articulat la un cadru inelar.

Întregul cofraj este suspendat cu trei trolii la 120°. Aducerea betonului se face prin conducte metalice cu diametrul de 154 mm prevăzute cu atenuatoare de viteză. Greutatea unui astfel de cofraj, fără conducte pentru beton variază în funcție de diametrul puțului între 7—20 t.

Viteza de înaintare ce se poate obține cu cofraje metalice mobile este de 2,1 m/zi cînd se lucrează cu un ciclu pe zi și 4,2 m/zi cînd se lucrează cu două cicluri pe zi.

Un alt avantaj al cofrajului metalic este excluderea susținerii provizorii și deci o reducere substanțială a materialului lemnos.

Avantajele de mai sus cum și cele din punct de vedere economic îndreptățesc orientarea TPEDMN în ce privește folosirea, în anii următori a cofrajelor metalice mobile pentru executarea puțurilor de mină.

După ultimele realizări ale tehnicii moderne se tinde însă către o mecanizare complexă a săpării puțurilor de mină urmărindu-se o coordonare între operațiile de perforare, evacuare și betonare.

Mecanizarea complexă se realizează fie cu agregate speciale de săpare și betonare, fie cu instalații speciale de forare a puțurilor de mină.

Printre agregatele care au dat rezultate foarte bune în U.R.S.S., se poate cita agregatul KS-1 M (fig. 7) cu care în 1959 s-a atins recordul mondial privind viteza de executare a puțurilor realizîndu-se 264,6 m pe lună puț complet terminat la mina „Novaia Glubokaia".

Puțul s-a adîncit de la 212 la 476,6 m, diametrul util al puțului fiind 5,5 m, iar diametrul de săpare 6,5 m.

Pentru evacuarea sterilului s-au folosit chible de 3 m^3 și greifere tip KS-2. Aerajul s-a făcut cu ventilatorul IGD-AN cu tuburi de 700 mm diametru.

Graficul de lucru întocmit prevedea patru cicluri pe zi cu 2—2,5 m înaintări pe ciclu. Brigada complexă era compusă din 68 oameni împărțită în patru echipe, lucrîndu-se patru schimburi cîte 6 ore/schimb.

Perforarea s-a executat simultan cu 12 perforatoare PR-30 LS și PR-24 LS. Se perforau în toral 30—36 găuri de 2,5 m lungime. Pentru priza rapidă a betonului s-a adăugat 5% clorură de calciu și 2% gips. Evacuarea apelor s-a făcut cu pompe suspendate de adîncire tip VN — 15/4.

Ca instalații de forare, considerate ca cele mai moderne procedee pentru săparea puțurilor de mină s-au experimentat în U.R.S.S. instalațiile : UZTM, UKB-3,5, UKB-5, RTB.

Cel mai perfecționat tip de instalație s-a dovedit RTB la care acționarea frezelor se face nu prin prăjini ci printr-un motor direct în frontul de lucru.

Ca și la puțuri, în cadrul organizării șantierelor de înaintări rapide la executarea galeriilor, s-a acordat o atenție deosebită operațiilor cu volum mare de muncă respectiv perforării, încărcării și evacuării sterilului.

Pentru prima etapă a organizării înaintărilor rapide, în special în cazul rocilor foarte tari și extra-tari s-a prevăzut procurarea unor perforatoare moderne cu caracteristici tehnice superioare găurilor de mină pentru săparea puțurilor, cu care se vor obține viteze de perforare superioare celor obținute azi cu perforatoarele existente, respectiv 4—10 cm/min.

În perioada anilor următori urmează să se procure și să se folosească în special în roci extra-tari și galerii cu profil mare, perforatoare percutant-rotative pe cărucioare, ale căror caracteristici tehnice sînt mult superioare, atingînd viteze de perforare de pînă la 0,6—0,8 m/min în roci de categorie foarte tare.

Cu astfel de perforatoare se vor putea spori considerabil vitezele de înaintare a galeriilor în roci cu tării superioare.

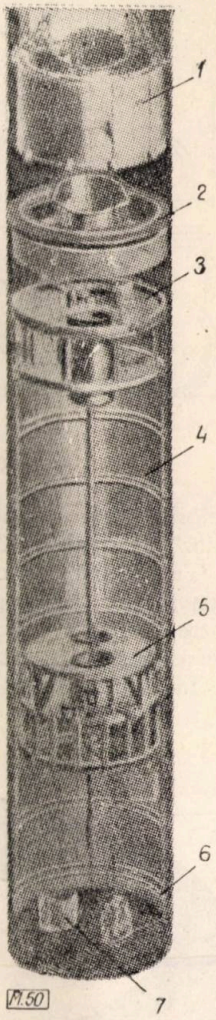


Fig. 7. Agregat KS-1M pentru săparea și betonarea puțurilor de mină :

1 — cofraj metalic mobil ; *2* — inel de sprijin pentru turnarea betonului ; *3* — podul de lucru superior ; *4* — scut metalic cilindric ; 5 — podul de lucru inferior ; 6 — greifer KS—2 ; *7* — chibla.

Perforatoarele percutant-rotative care au dat rezultate bune sînt perforatoarele sovietice tip BV-1, precum și perforatoarele germane fabricația „Hausherr" tip DK-7-EI „Albo".

Încărcarea sterilului derocat constituie de asemenea o operație care necesită un volum mare de muncă și eforturi fizice considerabile atunci cînd această operație se face manual.

Pentru mecanizarea încărcării s-au prevăzut mașini de încărcat cu cupă, sovietice, tip PML-5 avînd capacitatea cupei de 0,17 m^3, productivitatea mașinii de 20 m^3/h (fig. 8).

Alte tipuri de mașini corespunzătoare profilelor uzuale la noi în țară sînt mașinile de fabricație germană „Salzgitter" tip HL-100 sau „EIMCO" tip model 12 B.

Se studiază de asemenea folosirea screperelor speciale de tipul 2 HEA „Holmann" (Anglia) pentru săparea vetrei la executarea galeriilor betonate cum și rentabilitatea economică și tehnică a

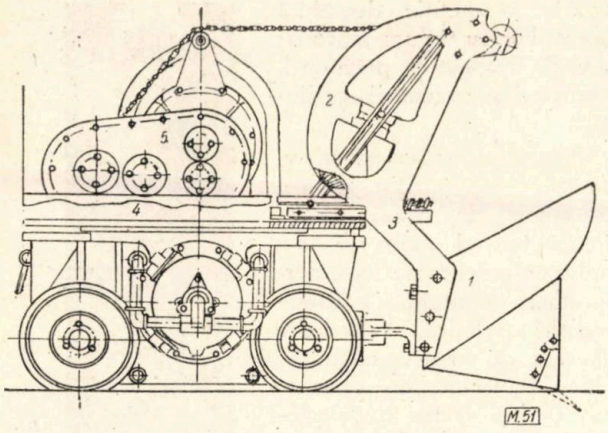


Fig. 8. Maşina de încărcat PML-5.

folosirii pentru încărcare şi evacuare a „trenurilor siloz" de tipul BZ-35 „Salzgitter" (R.F.G.).

Trenul siloz se compune dintr-un număr de vagonete-siloz, fără pereţi frontali care sînt legate între ele prin articulaţii şi dintr-un cărucior care serveşte pentru încărcarea trenului (fig. 9).

În partea de jos a trenului este montat un lanţ

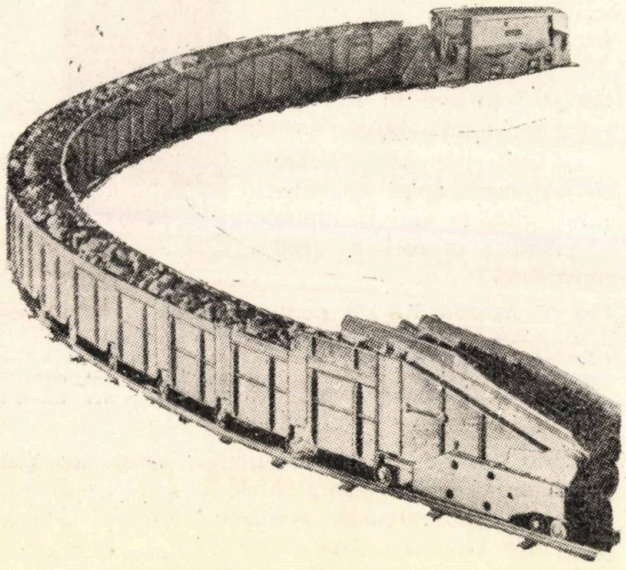


Fig. 9. Tren siloz.

dublu cu raclete a cărui tobă de acţionare este amplasată în căruciorul de acţionare, iar toba de întoarcere în căruciorul de încărcare.

Pentru acţionare se foloseşte un motor pneumatic sau electric.

Încărcarea şi umplerea uniformă a trenului se face cu ajutorul unei benzi cu raclete şi a unui dispozitiv de oprire-presare ambele fiind montate în căruciorul de încărcare.

În urma încărcării şi presării continui, încărcătura se deplasează cu ajutorul benzii cu raclete de la capătul dinspre maşina de încărcat înspre capătul de descărcare formîndu-se o coloană pe toată lungimea şi secţiunea din interiorul trenului.

Viteza lanţului se poate regla după capacitatea de încărcare a dispozitivului existent.

Principalele caracteristici ale trenului siloz sînt :

— capacitatea de încărcare 180 m^3/h ;
— capacitatea trenului 35 m^3 ;
— viteza 7–10 km/h încărcat 10–14 km/h galerie ;
— puterea motorului 40 CP sau 40 kW ;
— lungimea totală 40 m.

Prin folosirea trenului siloz se va reduce considerabil timpul de evacuare a materialului derocat, eliminîndu-se stagnările survenite datorită neritmicităţii înlocuirii vagonetelor pline cu vagonete goale şi dînd totodată posibilitatea utilizării maşinilor de încărcat la capacitatea lor maximă.

Concluzii

Odată cu măsurile de ordin tehnic privind extinderea mecanizării operaţiilor grele şi cu volum mare de muncă folosind un echipament modern şi corespunzător condiţiilor geologico-miniere în care se execută lucrările, Trustul a luat o serie de măsuri pe linie organizatorică menite să îmbunătăţească condiţiile de lucru ale muncitorilor, să elimine la maximum timpii morţi şi să asigure un cîştig corespunzător eforturilor depuse de muncitori.

Prin măsurile tehnice şi organizatorice se crează posibilităţi de executare a unor puţuri în condiţii geologice foarte grele şi care cu mijloacele de pînă acum nu au putut fi duse la bun sfîrşit, precum şi condiţii optime pentru obţinerea unor viteze de înaintare sporite faţă de cele realizate pînă în prezent atît la puţuri cît şi la galerii.

Toate acestea vor da posibilitatea să se deschidă într-un timp mai scurt rezerve tot mai mari de substanţe minerale utile şi deci să se ducă la îndeplinire sarcinile trasate prin Directivele celui de-al III-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn.

Instalații de extracție miniere la minele de cărbuni din Valea Jiului

Ing. ANDREI IANĂȘ

Instalațiile de extracție de la minele de cărbuni din Valea Jiului ocupă un loc de seamă în sistemul general de transport. Ele fac o importantă legătură între suprafață și subteran, transportînd pe verticală cărbunele, sterilul, materiale și personal.

Instalațiile de extracție din Valea Jiului s-au dezvoltat odată cu dezvoltarea exploatărilor miniere. O deosebită dezvoltare a lor se constată însă în ultimii 15 ani, în anii puterii populare.

★

Începuturile exploatării cărbunelui în Valea Jiului se pierd în negura a mai bine de un secol.

La început exploatarea se făcea la suprafață prin dezvelirea stratelor. Transportul se făcea destul de greoi cu căruțele. Odată însă cu construirea liniei ferate Simeria—Petroșani, între anii 1867—1870, exploatarea cărbunelui ia avînt, existînd acum un mijloc optim de transport precum și un consumator al cărbunelui.

Epuizarea rezervelor de cărbune de la suprafață a dus la deschiderea zăcămintelor prin galerii de coastă și puțuri.

Odată cu deschiderea exploatărilor miniere prin puțuri au fost instalate și mașini de extracție. O evidență însă în ce privește instalarea acestora cît și punerea lor în funcțiune nu se găsește la nici o exploatare.

Din relatările unor muncitori mai vîrstnici, care au participat la montarea mașinilor de extracție, a reieșit că cele mai vechi mașini de extracție în funcțiune și astăzi ar fi următoarele:

- la puțul Lonea I, pusă în funcțiune în anul 1912;
- la puțul Lonea III, pusă în funcțiune în anul 1913;
- la puțul „Victoria" E. M. Lupeni, pusă în funcțiune în anul 1920;
- la puțul auxiliar E. M. Petrila, pusă în funcțiune în anul 1926.

★

În bazinul carbonifer al Văii Jiului în anul 1960 erau în funcțiune 55 instalații de extracție. Ele au fost puse în funcțiune în perioada de timp și exploatări, așa cum reiese din tabela 1.

Tipurile instalațiilor de extracție sînt diferite. Aici se pot întîlni tipuri de construcție foarte veche, așa cum este tipul „Kakel-

Tabela 1

Exploatarea minieră	Intervalul de punere în funcțiune					Total
	1910—1919	1920—1929	1930—1939	1940—1949	1950—1959	
Lupeni	—	1	4	—	7	12
Petrila	—	1	—	2	8	11
Lonea	3	—	1	1	6	11
Vulcan	—	—	—	—	10	10
Aninoasa	—	—	—	1	6	7
Uricani	—	—	—	—	4	4
Total	3	2	5	4	41	55

man" la E. M. Lonea și tipul „Bamert" la E. M. Lupeni, precum și construcții mai moderne ca aceea de la puțul principal E. M. Aninoasa (C.K.D. — Cehoslovacia) și puțul „7 Noiembrie" la E. M. Vulcan (M.K.N.Z. — U.R.S.S.).

Cele mai numeroase construcții noi de mașini de extracție, întîlnite în prezent la minele din Valea Jiului, sînt „2 BM 42" U.R.S.S. și „Troliutip" Lonea, precum și „Troliutip Satu Mare". Ultimele două construcții se folosesc mai mult la instalațiile de extracție de la puțurile oarbe.

Acționarea mașinilor de extracție se face cu energie electrică, excepție făcînd pentru mașina de extracție de la puțul auxiliar al E. M. Petrila, unde acțiunea se face cu energia aburului.

În ce privește acționarea cu energie electrică, aceasta se face cu motoare de curent alternativ și motoare de curent continuu sistem W.L. Puterea motoarelor variază între 55—460 kW la cele de curent alternativ și 270—1 575 kW la cele de curent continuu și a fost instalată în timp și pe exploatări, după cum reiese din tabela 2.

Tabela 2

Exploatare minieră	Perioada					Total general kW
	1910—1919	1920—1929	1930—1939	1940—1949	1940—1959	
Lupeni	—	92	1 680	—	834	2 606
Petrila	—	370	—	1 675	1 091	3 136
Lonea	559	—	28	112	604	1 334
Vulcan	—	—	—	75	2 145	2 220
Aninoasa	—	—	—	—	1 980	1 980
Uricani	—	—	—	—	520	520
Total kW	559	462	1 708	1 862	7 174	11 805

Maşinile de extracţie acţionate după sistemul G.M. sînt cele de la puţul centru E. M. Petrila (aici de fapt este sistemul G.M.V., însă volantul nu funcţionează), puţul principal E. M. Aninoasa, puţul 7 vest nr. 1, E. M. Vulcan şi puţul centru E. M. Lupeni.

Organele de înfăşurare sînt în general tamburi cilindrici, exceptînd maşina de extracţie de la puţul centru E. M. Petrila şi cea de la puţul principal E. M. Aninoasa, unde avem roţi motoare (la Petrila este instalată în turn, iar la Aninoasa pe sol).

Adîncimea de extracţie variază între 50 m (la puţurile oarbe) şi 422 m.

Capacitatea de extracţie pe o cursă este între 1—8 t.

★

Instalaţiile de extracţie din bazinul carbonifer Valea Jiului în majoritatea lor sînt instalaţii moderne. Ele asigură o desfăşurare optimă a procesului de producţie prin transportul de verticală al utilului, al sterilului, al materialelor şi al personalului.

După cum reiese şi din tabelele 1 şi 2, cea mai mare parte a maşinilor de extracţie, maşini cu înaltă tehnicitate, au fost montate în ultimii 15 ani, în anii puterii noastre populare.

Sub conducerea înţeleaptă a Partidului Muncitoresc Romîn, tehnica nouă în minele noastre este introdusă pe scară largă. Datorită acestui fapt exploatările miniere şi-au schimbat înfăţişarea. Munca fizică grea a muncitorului a fost înlocuită cu a maşinii. Au crescut, şi sînt în permanentă creştere producţia şi productivitatea muncii, o dată cu acestea crescînd şi nivelul de trai al muncitorilor minieri.

Încercări cu cartuşe de buraj cu apă la împuşcarea în cărbuni

La mina Hausham se exploatează un cărbune brun depus în strate neregulate, care variază mult în grosime, local prezentînd intercalaţii şi duritate mare, din care cauză, pentru extragerea lui, împuşcarea joacă un rol important.

Pentru mărirea eficienţei împuşcării s-au făcut încercări cu cartuşe de buraj cu apă.

Învelişurile cartuşelor de buraj cu apă au fost livrate de o firmă de specialitate la un preţ de 0,18 DM/buc. şi umplute mecanic în mină de un pompagiu. În afară de cheltuielile mici pentru procurarea şi funcţionarea maşinii de umplut, pregătirea cartuşelor nu costă nimic. Cartuşele gata de întrebuinţare sînt predate şi păstrate în depozitul pentru explozivi al minei.

Experienţele făcute la săparea galeriilor din diferite ramuri miniere, au arătat că utilizarea cartuşelor de buraj cu apă aduc o serie de avantaje împuşcării :

– burarea rapidă a găurilor de mină ;

– utilizarea mai bună a energiei exploziei – şi prin aceasta o economisire a materialului exploziv ;

– gazele rezultate din împuşcare sînt în cantitate mai mică ;

– răspîndirea redusă a prafului provocat de explozie.

Pentru a se arăta avantajele utilizării cartuşelor cu apă, s-au făcut o serie de încercări de împuşcare luîndu-se toate măsurile care să nu denatureze rezultatele prin diferenţele de situaţii prezentate de zăcămînt şi prin greşelile ce s-ar putea face de către executant.

Timpul necesar pentru perforare, încărcare şi burare. Burarea găurilor de mină s-a făcut cu un cartuş şi o găluşcă de argilă sau cu trei găluşti de argilă pentru a se obţine o burare bună. Pentru încărcarea găurii şi burarea numai cu găluşti de argilă s-au folosit 2 min, iar pentru burarea cu cartuş cu apă, 1,6 min. Timpul necesar pentru perforare, încărcare şi burare numai cu argilă a fost de 4,6 min, iar la burarea cu cartuş cu apă 2,4 min, pentru fiecare gaură. Burarea cu cartuşe cu apă a făcut deci posibilă la o exploadare de 11 împuşcături, o economie de timp de 50,6–46,2=4,4 min sau 8,7% şi cum un artificier face cinci explodări pe schimb, rezultă o economie de 22 min pe schimb. Această economie de timp este totuşi fără importanţă, deoarece ea a fost consumată prin transportul oarecum greoi al cartuşelor cu apă la locul de muncă. Din acest punct de vedere, cartuşele cu apă nu au avut nici un avantaj.

Utilizarea mai bună a explozivului prin utilizarea cartuşelor de buraj cu apă. Pentru stabilirea acestui avantaj s-au făcut mai multe încercări comparative, variindu-se adîncimea găurilor de mină, cantitatea de exploziv utilizat pe gaură şi distanţa dintre găuri. Diferitele încercări sînt arătate în text însoţite de schiţele respective precum şi rezultatele obţinute. Din analizarea acestor rezultate a reieşit că prin utilizarea cartuşelor de burat cu apă, energia înmagazinată în exploziv poate să fie utilizată mult mai bine, datorită elasticităţii învelişului plastic şi proprietăţilor fizice ale apei care transmite în toate direcţiile şi în mod egal o presiune sau un impuls primit.

Eficacitatea sporită a explozivului la împuşcăturile burate cu cartuşe cu apă poate fi folosită, în urma încercărilor făcute, în diferite feluri şi anume :

1. Micşorarea cantităţii de exploziv cu 30% de fiecare gaură, cu toate că distanţa între găuri şi adîncimea găurilor rămîn aceleaşi. În acest caz, scăderea cheltuielilor pentru exploziv a fost de 8%.

2. Mărirea distanţei între găuri sau mărirea adîncimii găurilor utilizînd aceeaşi încărcătură de exploziv pe gaură. În acest caz, a rezultat o scădere a cheltuielilor pentru exploziv cu 14%.

3. Mărirea distanţei între găuri cu 100% şi adîncimii găurii cu 30% la menţinerea aceleiaşi încărcături pe gaură, ceea ce nu se poate face decît în cazul unui acoperiş bun. Costul explozivului poate fi în acest fel micşorat cu 30% deoarece după trei împuşcături se economiseşte o cantitate de exploziv necesară unei întregi explodări.

Micşorarea ridicării şi răspîndirii prafului provocat prin împuşcare datorită utilizării cartuşelor de burat cu apă. Praful provocat prin lucrările de împuşcare reprezintă la lungimi mari ale abatajului un neajuns important pentru mineri. Utilizarea cartuşelor de burare cu apă micşorează ridicarea şi răspîndirea prafului la împuşcare. Apa conţinută în cartuş este împrăştiată la plesnirea învelişurilor cartuşului şi formează o ceaţă fină care influenţează favorabil asupra depunerii prafului. Încercările făcute şi arătate în text prin diferite diagrame sînt confirmate de rezultatele bune obţinute. Experienţele au fost făcute în următoarele condiţii: cantitatea de aer era de 197 m/min, temperatura 18°C la o umezeală relativă a aerului de 81%. Măsurătorile prafului au fost făcute cu un Tyndalloscop II Leitz ; înainte de măsurare, instrumentul utilizat s-a limitat la o valoare a unghiului de 60°.

Încercările făcute şi arătate în text prin diagrame de măsurare a prafului şi tabele cu date comparative, cu şi fără cartuşe de burare cu apă, confirmă rezultatele bune obţinute prin utilizarea cartuşelor de buraj cu apă în combaterea prafului (fig. 1).

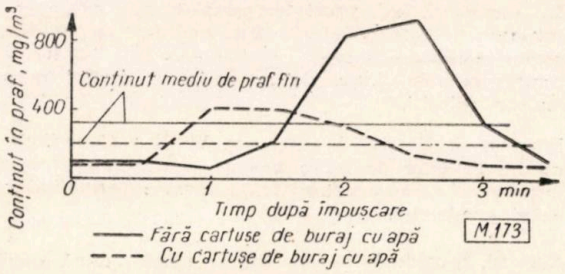


Fig. 1.

Se atrage atenţia că la confecţionarea cartuşelor de buraj cu apă trebuie să se observe o umplere fără cusur, deoarece numai la presiunea prevăzută a apei de 0,2–0,5 ata este posibilă dilatarea învelişului plastic al cartuşului pentru o burare completă a găurii de mină.

Considerînd cele arătate în acest articol, utilizarea acestor feluri de cartuşe de buraj se poate folosi cu succes şi la săparea sau depilarea în minele noastre, deoarece :

– aduce economii prin o utilizare mai bună a explozivului ;

– se evită neajunsurile provocate de o burare făcută prost, fie datorită calităţii materialului de burare, sau a confecţionării găluştelor – fie neglijenţelor ;

– se îndepărtează uşor burajul la găurile state şi fără pericol pentru cel ce o execută ;

– se evită ridicarea şi răspîndirea prafului rezultat din explozie, deci periculozitatea pentru sănătatea lucrătorilor este mai mică, mai ales în minele de minereuri.

Al II-lea Congres Internațional Minier „Creșterea rentabilității în industria minieră"

— continuare —

APRECIEREA UNEI MINE DUPĂ FACTORII TEHNICO-ECONOMICI

Bilkenroth G.: *Caracterizarea exploatărilor de lignit la zi cu ajutorul indicilor.*

Autorul arată că în prezent s-au stabilit sisteme complete de indici care permit compararea nu numai a rezultatelor obținute printr-o anumită tehnică aplicată într-o ramură industrială dintr-o anumită țară, ci și pentru a caracteriza raportul care există între rezultatele obținute în diferite țări într-un anumit domeniu. Pentru exploatările de lignit la zi, s-au stabilit 3 grupe de indicatori, și anume :

— valori caracteristice ;
— indici tehnico-științifici ;
— indici tehnico-economici.

Indicii tehnico-economici au o importanță aparte în ceea ce privește planificarea și proiectarea, deoarece ei permit obținerea unei vederi de ansamblu asupra folosirii convenabile a investițiilor, analizarea efectului economic al acestora și aplicarea în condiții optime a tehnologiei.

În proiectele exploatărilor miniere din R.D. Germană se acordă o atenție deosebită colectării indicilor tehnico-economici În cursul cîtorva ani, au fost evaluați indicatori pentru majoritatea exploatărilor la zi care au fost grupați și rezumați într-un catalog de indici pentru diferite tehnologii.

În încheiere, se prezintă complet un exemplu de planificare în scopul clarificării modului de folosire a indicilor tehnico-economici mai importanți, arătîndu-se succint diferitele grupe de indicatori și modul în care trebuiesc folosiți.

Booth J. N. și Cheetham W. R. : *Contribuții la studiul metodelor de lucru pentru eficacitatea producției și estimarea randamentului tehnic prin intermediul controlului producției.*

Autorul consideră că în Anglia există două moduri de a planifica și anume: planificarea strategică privind repartiția minelor, procedeele de exploatare și sistemul de lucrări miniere principale, planificare care se face pe o perioadă de 5 ani și o planificare tactică, adică o planificare detaliată a producției pe o perioadă scurtă și care poate fi revizuită ușor în funcție de necesități și de condiții neprevăzute.

Conducătorul minei este ajutat în activitatea sa de un serviciu de studiu al muncii, ce constituie ajutorul principal în domeniul planificării tactice. Acest serviciu are ca scop sporirea productivității muncii prin studierea posibilităților fizice și analizarea amănunțită a rezultatelor unor observațiuni în mină. Același serviciu se preocupă de repartizarea forțelor de muncă și reducerea volumului de muncă necesar pentru diferite operații, fără ca prin aceasta să se sporească efortul fizic. În mod secundar, se examinează mina în ansamblu, gradul de folosire a minei, reducerea pierderilor de timp și echilibrarea eforturilor depuse în mină. Această preocupare este foarte importantă pentru studiul folosirii combinelor. Cea de a treia preocupare a serviciului o constituie organizarea muncii, elaborarea planogramelor de ciclu și elaborarea normelor de măsurare a eforturilor. La nivelul trusturilor, o echipă formată din 5–25 ingineri se ocupă cu studiul lucrului și stabilesc pentru fiecare exploatare în parte programul preliminar de studii. Controlul producției se face în primul rînd prin elaborarea de către conducerea minei a unui plan operativ. În cadrul controlului zilnic se stabilesc și se analizează indicii de producție, de consum de materiale și de timp net de folosire a mașinilor și utilajelor. Aceste situații sînt analizate pe scurt zilnic, făcînd posibilă intervenția imediată în caz de nevoie și dînd orientare pentru viitorul apropiat.

Krupinski B. și Pelka B.: *Metoda de studiere a unei mine.*

Autorii expun o metodă de studiere a eficacității producției într-o întreprindere minieră și într-o mină. Se afirmă că în literatura de specialitate sînt prezentate numai metode care se referă la anumite sectoare de activitate ale unei mine și nu asupra minei în totalitatea sa considerată ca un organism complex în sensul geologic minier, ca și în sensul tehnic, organizatoric și economic. Un astfel de studiu cuprinde patru părți și anume :

I. Studierea zăcămîntului și a structurii unei mine ce constă într-o analiză a rezervelor, a tipului de mină și a capacității de producție a minei.

II. Studierea metodelor și procedeelor de exploatare realizată în trei etape și anume: analizarea duratei de exploatare a zăcămîntului; o analizare a metodei de exploatare și a parametrilor respectivi și o analizare a echipamentului energetic și mecanic.

III. Studierea organizării și controlul procesului de producție prin analizarea controlului proceselor de producție și a sistemului de conducere a minei.

IV. Studierea eficacității economice a producției prin determinarea productivității muncii, prețului de cost, valorii beneficiului, proporția de pierderi de substanță minerală utilă și durata de amortizare a cheltuielilor de investiție.

Productivitatea muncii și prețul de cost de la o mină sînt considerate ca depinzînd de o serie de parametri dintre care mai importanți sînt : mărimea sectoarelor de exploatare ; grosimea, înclinarea stratelor, adîncimea de exploatare, metoda de exploatare, concentrarea producției, mijloacele de mecanizare în abataj și organizarea muncii și a lucrărilor.

Eficacitatea investițiilor este determinată prin indicele de eficacitate a investițiilor și prin indicele de amortizare a acestora.

Mrozovski M., Kozubski F. și Rutowski T.: *Cercetările geologice indispensabile pentru proiectarea noilor mine de cărbuni.*

Cercetările fundamentale permit să se facă o apreciere a rezervelor de perspectivă și o cunoaștere a terenului în scopul stabilirii primelor lucrări geologice de recunoaștere, putînd determina rezerve de categoria C_2. Documentația geologică a unui zăcămînt cu rezerve C_2 determină : concepția generală și structura geologică a regiunii, estimarea aproximativă a rezervelor și calitatea acestora ca și a rocilor înconjurătoare.

Pe baza acestei documentații geologice se elaborează proiectul regional ce are de scop organizarea întregii regiuni din punctul de vedere al exploatării cărbunilor și în mod corespunzător organizarea suprafeței, trasîndu-se în mare limitele bazinului, împărțirea acestuia în cîmpuri miniere, cronomograma succesiunii noilor mine, capacitatea de producție a bazinului, tipul de

mină, stabilirea obiectivelor industriale și volumul aproximativ al cheltuielilor de investiții.

Fazele ulterioare ale documentației geologice sînt strict legate de etapele de proiectare a construcției minei. Proiectul general al minei determină principalii parametri ai minei, adică rezervele industriale și capacitatea zilnică de producție, numărul și amplasamentul puțurilor, numărul de orizonturi, macheta minei, dinamica dezvoltării producției și volumul aproximativ al cheltuielilor de investiție. Pentru elaborarea proiectului general al minei este necesară o documentație a rezervelor de categoria C_1 prin care se prezintă aspectul detaliat al structurii zăcămîntului în limitele bazinului și ținînd seama de macrotectonica zăcămîntului, rezervele pe unele formațiuni ca și calitatea cărbunelui, precum și date aproximative asupra prezenței și cantității de metan și asupra hidrogeologiei zăcămîntului.

Proiectul preliminar al minei prezintă situația definitivă a minei și oferă toți indicii necesari definitivării proiectelor tehnice ale tuturor instalațiilor miniere. Documentația geologică a acestei faze de proiectare trebuie să precizeze caracteristicile geologice ale acelor zone din zăcămînt în care se prevede localizarea puțurilor și punctele de inițiere a exploatării. Documentația geologică a acelor porțiuni din zăcămînt ce cuprinde rezervele indicate în categoria B, trebuie să prezinte cît mai exact posibil grosimea rocilor din acoperișul stratelor, tectonica zăcămîntului ca și cele privitoare la metan și hidrogeologic. Dacă tectonica zăcămîntului este foarte complicată se pot elabora proiectele preliminare și realiza construcțiile după documentația geologică a zăcămintelor din categoria C_1.

În scopul reducerii la minimum a unor erori eventuale cauzate de condițiuni geologice insuficient cunoscute, se proiectează în general un foraj prin zăcămînt pe structură petrografică, realizarea în etape a producției și organizarea necesară a suprafeței.

In elaborarea documentației geologice prezintă importanță durata efectuării cercetărilor geologice și volumul cheltuielilor. Durata de recunoaștere a unei zone carbonifere de la categoria C_2 la categoria B durează 3 ani, iar cheltuielile se ridică la aproximativ 2% din cheltuielile pentru construirea minei. Reducerea cheltuielilor pentru documentația geologică și accelerarea acesteia sînt posibile prin reducerea cheltuielilor de foraj și înlocuirea acestora. Metodele geofizice permit indicarea stratelor de cărbune din foraje și determinarea grosimii lor ; în viitor se prevede executarea forajelor fără carotaj și efectuarea determinării pe cale geofizică.

Practica de pînă în prezent în construirea minelor noi arată că niciodată nu trebuie să se reducă cheltuielile de cercetări geologice justificate, pentru că recunoașterea inexactă a zăcămîntului influențează proiectul și durata construcției minei și sporește considerabil cheltuielile de punere în exploatare.

Kalman S.: *Costul materialului importat pentru susținerea metalică din industria carboniferă.*

Studiile întreprinse în R.P. Ungară arată că pentru sporirea cu 1% a producției de energie pe cap de locuitor trebuie extrasă o cantitate de cărbuni cu 1,45% mai mare, și aceste diferențe devin cu atît mai mari cu cît este mai importantă creșterea producției.

Între 1950—1958 producția de cărbuni a crescut cu 85% dar valoarea importului pentru această industrie a crescut cu 165% ajungînd ca materialul metalic pentru susținere să reprezinte 500 milioane forinți anual. Ca atare este necesară analizarea reducerii consumului de lemn de mină datorită înlocuirii cu susținere metalică pentru a se deduce care este influența sa asupra prețului de cost al cărbunelui și necesarului de devize. De remarcat că în prețul de cost total, capitolul *materiale* se ridică la 28—30% din care 62% reprezintă material metalic pentru susținere.

Autorul arată că analizarea acestei situații trebuie făcută separat pentru abataj și separat pentru galerii, dar ea trebuie să se bazeze pe o serie de indici care trebuie determinați și anume: durata rațională de folosire a stîlpilor în abataj, cantitatea de cărbune ce rezultă în plus prin introducerea unui stîlp metalic etc.

Pornind de la rezultatele astfel obținute se poate întocmi bilanțul prețurilor integrînd necesarul de import. Prin realizarea unui program de acest fel, cheltuielile pentru import în următorii ani ai cincinalului se vor mări cu numai 2% deși producția va crește mult mai mult și cerințele vor rămîne aceleași.

Vuchot L.: *Realizarea unui combinat minier.*

Autorul prezintă o serie de idei privitoare la realizarea unui combinat minier-metalurgic pe baza unui zăcămînt recunoscut prin foraje și în mică măsură prin lucrări miniere. Afirmațiile se bazează pe experiența cîștigată în cazul organizării exploatării mai multor zăcăminte de uraniu din Franța și Africa.

Se consideră că industria minieră trebuie concepută ca o industrie de transport al unui produs de valoare cu un produs fără valoare și ca în orice industrie de transport este indicată reducerea la maximum a cantității de produs fără valoare transportat. De fapt, problema este ceva mai complicată, deoarece separarea produsului de valoare de cel fără valoare necesită efectuarea unei serii de operații care produc cheltuieli și pierderi de produs cu valoare.

După determinarea capacității de producție a fiecărei mine și a conținutului în diferite produse, trebuie studiate poziția și calculată capacitatea diferitelor uzine în funcție de cantitățile de minereu și conținuturile lor pe de o parte și de cheltuielile de transport de la mină la uzină pe de altă parte. Factorii principali de care se ține seama în această alegere sînt : relieful, hidrografia, climatologia, pedologia, alimentarea cu energie, căile de comunicații existente, mina de lucru.

Autorul a prezentat apoi ca exemplu ansamblul de la Qouzaille ce cuprinde o carieră, două mine, uzină de preparare a minereurilor, o uzină metalurgică și un tiraj ce permite primirea minereului de la alte mine spre a fi valorificat la Qouzaille.

FOLOSIREA METODELOR EXACTE PENTRU REZOLVAREA PROBLEMELOR ECONOMICE

Dorstewitz G.: *Cercetarea operațională ca un mijloc de îmbunătățire a conducerii unei mine.*

Dezvoltarea producției impune conducerii unei întreprinderi să analizeze direcțiile și modul în care trebuie să se organizeze producția pentru a realiza beneficii cît mai mari. Pentru a lua hotăriri cît mai juste conducerea trebuie să cunoască exact modul în care măsurile luate într-un sector influențează funcționarea în ansamblu a întreprinderii. În acest scop au fost organizate serviciile de „operational research" în industria minieră ; date fiind condițiile particulare ale procesului de producție, acest gen de cercetări sînt cu atît mai importante. În prezent industria minieră nu poate produce cu orice preț o cantitate nelimitată și trebuie să lucreze cu cheltuieli minime de producție pentru a fi capabilă să facă față concurenței altor ramuri industriale. În același timp în țările capitaliste este necesar a adapta încontinuu volumul producției și al vînzărilor la posibilitatea unei mari flexibilități a cheltuielilor și prețurilor. Aceste condiții nu pot fi realizate decît în circumstanțele optime ținînd seama de mărimea întreprinderilor miniere și ca atare este foarte important ca planificarea să determine cele mai bune posibilități de producție în diferitele sectoare ca și pe întreaga întreprindere.

Din aceste motive este important să se cunoască dimensiunile optime ale galeriilor direcționale și transversale. O altă problemă este aceea a stabilirii valorilor optime ale producției. Aceste calcule trebuie efec-

tuate cît mai rapid pentru a permite luarea unor decizii la timp.

Serviciul „operational research" contribuie parțial la rezolvarea acestor probleme prin folosirea unor metode de calcul speciale dispunînd de o mașină electronică de calcul. Acest serviciu urmărește să elaboreze formule matematice care vor putea fi folosite în orice sector al industriei miniere pentru rezolvarea problemelor similare. În prezent studiile întreprinse în Anglia au arătat că în majoritatea minelor punctul nevralgic în sporirea eficienței economice îl constituie prețul de extracție.

Hollweg F.: *Necesitatea și posibilitatea folosirii cercetărilor operaționale în exploatările de lignit.*

Producția de lignit a crescut în R.D.G. cu 70%, majoritatea exploatărilor folosind instalații de mare capacitate. În aceste condiții vechile metode de planificare și calcul au devenit insuficiente pentru rezolvarea problemelor complexe ale modernizării și ale calculării valorii unui număr important de factori de influență. Ca atare nu este suficient să se îmbunătățească practicile folosite pînă în prezent, ci trebuie folosite metode noi a căror calitate corespunde nivelului crescînd al economiei socialiste planificate. În ultimii 20 de ani s-au dezvoltat în unele țări din occident cercetările operaționale care au de scop stabilirea unor procedee economice datorită procedeelor științifice exacte.

Cercetările operaționale își găsesc aplicarea în toate domeniile de activitate economică și se servesc în mod metodic de un număr în continuă creștere de posibilități de cercetare a rezultatelor din care cele mai importante sînt: programare liniară, teoria evaluării, teoria acumulării, teoria informării, teoria cercetării etc.

Mijloacele folosite pentru rezolvare au aproape un caracter matematic, cel mai important domeniu fiind cel al calculului matricial. Procesul de calcul el însuși necesită, pentru unele probleme complicate, folosirea instalațiilor automate sau electronice de calcul.

Concluziile analoge din domeniul fizicii, chimiei sau biologiei sînt folosite deseori, alături de tehnica pur matematică în interpretarea datelor. Ca atare cercetarea operațională este în mod constant o activitate comună a tehnicienilor, a economiștilor și practicienilor ca și a oamenilor de știință din domeniile cele mai diverse.

În cadrul exploatărilor de lignit din R.D. Germană problemele care constituie obiectivul cercetărilor operaționale sînt: compararea variantelor de investiții, calculul cheltuielilor minime de transport, determinarea amplasamentelor pentru depozite sau ateliere centrale și speciale, calculul relațiilor optime între capacitățile diferitelor sectoare, determinarea și controlul stocului de piese de rezerve etc.

Cercetările operaționale nu trebuie nici prea mult estimate sau ignorate, deoarece ele nu constituie o rezolvare universală și nici un ajutor pentru o hotărîre imediată, dar constituie în orice caz un sistem de metode care prin alternare va îmbunătăți esențial calitatea activității de planificare și conducerea socialistă și care va putea procura acestei activități o bază științifică perfectă.

Houlden B. T.: *Cercetările operaționale și folosirea lor în industria carboniferă a Angliei.*

Cercetările operaționale constituie o metodă științifică care oferă sectoarelor de execuție o bază cantitativă pentru hotărîrile privitoare la operațiunile pe care trebuie să le controleze. Ele constituie într-o anumită măsură o metodă pentru atacarea problemelor importante ale întreprinderii și care consideră în primul rînd modul în care problema respectivă se încadrează în activitatea generală a întreprinderii. Ele au apărut în cursul celui de al doilea război mondial ca o ramură științifică principală în care specialiștii din ramuri diferite formau grupuri mixte ce studiau anumite probleme militare ale Angliei. După război, Comitetul național pentru cărbune din Anglia a fost una din primele organizații care a introdus în practică un astfel de grup de studii. În prezent acest grup se compune din 46 de persoane din care 34 sînt specialiști cu studii superioare, din care mai mult de jumătate sînt matematicieni și statisticieni, 5 sînt ingineri de mine, 2 sînt economiști, iar restul sînt specializați în alte domenii științifice.

Autorul prezintă trei studii elaborate de grupa de cercetări operaționale și anume: problema repartizării a 38 grupe de cărbuni la 7 spălătorii centrale așa fel încît cheltuielile de transport să fie minime (soluția a permis reducerea cheltuielilor de transport cu 8%); problema alegerii celei mai bune metode de săpare pentru 17 galerii de la o mină de cărbuni așa fel încît să se realizeze producția necesară ținînd seama de dificultățile practice și problema stabilirii cauzelor pierderilor considerabile de mînă de lucru în anumite exploatări (stabilindu-se pierderile de productivitate s-a constatat ca acesta depind de poziția geografică a minei și nu de condițiile de exploatare etc.).

Același grup de studii a efectuat lucrări și în străinătate privitoare la alte ramuri industriale. Acest domeniu al cercetărilor ajută conducerea întreprinderii la organizarea producției și dacă vor fi suficient încurajate și apreciate ele vor prezenta o valoare importantă în administrarea și organizarea producției la toate nivelele, atît pentru planificarea pe termen scurt cît și pentru cea de perspectivă.

Matusek J.: *Legile după care se exprimă productivitatea muncii în cursul exploatării cărbunilor.*

Exprimarea productivității muncii este dominată de legi obiective a căror aplicare integrală poate dezvălui eficacitatea mecanizării, automatizării și organizării și a căror neglijare poate conduce la reducerea eficacității acestor măsuri. Raportul reciproc al productivității cu randamentul pe post este dată de relația lui Riman:

$$V_a = \frac{V_p \cdot p_a}{\alpha}$$

sau aplicarea la randamentul total

$$V_c = \frac{V_p \cdot p_c}{\alpha}$$

în care:

V_a este randamentul pe mină;
V_c – randamentul total;
V_p – randamentul în abataj;
p_a – proporția de prezență în abataj față de posturile pe mină;
p_c – proporția de prezență față de totalul posturilor;
α – proporția de cărbuni realizată în abataj față de producția totală.

Posturile din abataj reprezintă timpul productiv al producției care raportat la timpul necesar dă un raport ce influențează dinamica productivității după o parabolă: $S_e \cdot V_c = T$ în care S_e reprezintă numărul de posturi în subteran și la suprafață, iar T este producția extrasă în același interval de timp.

Raportul dintre posturile productive S_u (timpul în cursul căruia este extras cărbunele) și suma totală a posturilor S_e (timpul de lucru al întregii întreprinderi) reprezintă factorul $p = \frac{S_u}{S_e}$.

Din descrierea randamentului dată de hiperbolă se pot determina combinațiile reciproce ale variațiilor de randament în abataj, raportul productiv și de producție ca și efectul lor asupra creșterii randamentului general. În cazul creșterii sau menținerii constante a producției există 25 combinații posibile din care 24 arată creșterea randamentului general, iar o combinație arată randamentul general constant chiar dacă producția crește.

Din analiza celor 25 combinații rezultă că randamentul total rămîne același pentru orice mărime a producției dacă randamentul componenților productivi și raportul de producție rămîne același. Ca atare, folosirea procedeelor de mecanizare în scopul sporirii randamentului numai în componentul productiv, este puțin eficace, dacă nu este urmat în același timp de o creștere a raportului de producție. Deci, orice măsură de mecanizare trebuie să urmărească în primul rînd sporirea producției. În bazinul Ostrava-Karvina s-a redus săptămîna de lucru la 5 zile menținînd același nivel al producției, ceea ce a condus la sporirea producției zilnice cu 20%.

Stepinski W.: *Sporirea rentabilității în industria minieră prin alegerea și folosirea parametrilor optimi ai preparării.*

Exploatări metalifere. Cheltuielile complete K_c pentru producția unei tone de metal reprezintă suma cheltuielilor la mină K_g (exploatare și preparare) și cheltuielilor la uzina metalurgică K_m.

Cheltuielile la mină se determină cu relația:

$$K_g = \frac{1\,000\,000}{\beta \cdot \varepsilon_m \cdot \gamma} K_n$$

iar cele la uzina metalurgică cu relația

$$K_m = \frac{10\,000}{\beta \gamma_m} K_n$$

în care:

β — este conținutul de metal în concentrat, %;
γ — randamentul de extracție, %;
ε_m — extracția de metal prin procedeul metalurgic, %;
K_m — cheltuielile de exploatare și preparare ale unei tone de minereu, zloți;
K_n — cheltuielile procesului metalurgic ale unei tone de concentrație, zloți.

Bazîndu-se pe analizarea unor diagrame și curbe de concentrare ca și pe statisticile unor întreprinderi miniere autorul prezintă ecuațiile randamentului de extracție și ale extracției în metal prin relațiile:

$$\gamma(\beta) = \frac{\alpha - a\beta - b}{\beta(1-a) - b} \cdot 100$$

$$\varepsilon_m(\beta) = \frac{(\beta - c)^2 + p \cdot d}{p}$$

unde a, b, c, p, d sînt parametri constanți ai ecuațiilor; α — conținutul de metal în minereu. Înlocuind valorile lui γ și ε_m din valorile de mai sus se pot exprima cheltuielile ca funcție de o singură variabilă.

Funcția K_c este exprimată printr-o formulă generală

$$K_c(\beta) = \frac{\beta + c}{D\beta^4 + E\beta^3 + F\beta^2 + c\beta} 10\,000.$$

Funcția de mai sus este o sumă a funcției crescătoare $K_g(\beta)$ și a unei funcții descrescătoare $K_m(\beta)$ care are un minim la un anumit conținut de metal β_{opt}, de unde rezultă că nu este indiferent din punct de vedere economic la ce conținut de metal în concentrat are loc prepararea. La fiecare conținut în metal mediu în minereu trebuie să-i corespundă într-o grupă de procedee miniere și metalurgice un conținut de metal în concentrat optim din punct de vedere economic, și că obținerea unui concentrat cu un alt conținut de metal sporește cheltuielile de exploatare ale tonei de metal.

Exploatări carbonifere. Dintr-un cărbune energetic brut se pot produce diverse sorturi cu conținuturi în cenușă și umiditate diferite, sorturi care se deosebesc prin valoarea lor comercială și cheltuielile de producție cu care au fost realizate. Ca atare se pune problema cînd trebuie un cărbune cu un anumit conținut în cenușă și umiditate să fie numai sortat și cînd trebuie spălat și la ce conținut de cenușă trebuie spălat pentru a obține o rentabilitate maximă.

Dacă căldura de combustie Q_c a cărbunelui cu un anumit conținut de cenușă și umiditate neînsemnat este constantă, se poate defini aproximativ valoarea puterii calorifice a cărbunelui Q_{zp} ars în condiții tehnice prin ecuația:

$$Q_{zp}(\delta) = A - B\delta - Cw, \text{ kcal/kg.}$$

în care:

A,B,C. sînt parametri constanți ai ecuației și care depind de Q_c;
w — conținutul total de umiditate, %;
δ — conținutul de cenușă al cărbunelui, %.

Ecuația care determină valoarea comercială a unei tone de cărbuni este:

$$S = m.n.\ Q_{zp}$$

unde:

m este valoarea puterii calorifice efective în 1 000 kcal, zloți;
n — coeficient de sortare;

și ca atare ecuația finală devine:

$$S = m \cdot n\,(A - B\delta - cw),$$

Beneficiul se exprimă prin diferența dintre valoarea comercială a tonei de cărbuni S și cheltuielile de producere a acestei tone K_p:

$$Z_p = S - K_p$$

În cazul spălării cărbunelui cheltuielile pentru o tonă cărbune spălat vor fi:

$$K_p = \frac{100}{\gamma} K_n$$

în care γ este randamentul spălării în % și K_n — cheltuielile de exploatare și spălare a cărbunelui brut, zloți/t.

Randamentul spălării se poate exprima cu o funcție de δ:

$$\gamma(\delta) = \frac{a\delta + b - \alpha}{(a-1)\delta + b} 100$$

sau în general prin:

$$I_k(\delta) = \frac{H\delta^2 + j\delta + L}{M\delta + N}$$

Funcția $I_k(\delta)$ prezintă un maxim la un anumit conținut δ de cenușă în cărbunele spălat și ca atare se poate determina conținutul optim de cenușă pînă la care trebuie spălat cărbunele.

Zambo J.: *Folosirea în practică a metodei analitice în construcția minelor din R.P. Ungară.*

Datorită studiilor întreprinse în ultimii ani, rezultă că orice construcție minieră trebuie precedată de o analiză obiectivă bazată pe principii strict matematice. Metoda se pretează la fixarea amplasamentului optim, la extinderea rațională a cîmpurilor miniere și capacitatea cea mai economică de producție a unei mine.

Determinarea parametrilor de amplasament se bazează pe principiul că cheltuielile legate de construcția respectivă trebuie să fie minime. Aceste cheltuieli sînt formate din următoarele elemente: transport, aeraj, evacuarea apei, întreținere, pierderi de energie și investiții. S-au putut obține relații teoretice care cuprind aceste elemente sub o formă explicită și chiar să se generalizeze aceste relații.

Latura teoretică a fost elaborată de catedra de exploatări miniere de la Universitatea din Miskolcs, în timp ce latura practică a fost elaborată pe de o parte de Institutul de Cercetări Miniere și de unele exploatări.

Datorită acestor relații teoretice și considerentelor practice, se pot elabora în mod perfect obiectiv proiectele preliminare de amplasament. Pînă în prezent această metodă analitică a fost folosită în uzinele Pecs, Komlo, Tatabanya și Borsod pentru un mare număr de lucrări miniere; analizarea ulterioară a amplasamentelor astfel stabilite a dovedit valabilitatea metodei analitice în majoritatea cazurilor.

Societatea pentru chimia combustibililor în R. D. G.

FREIBERGER FORSCHUNGSHEFT A 170

Materii valoroase din apele reziduale

In caiet sînt tratate diferite probleme în legătură cu epurarea apelor reziduale şi în special tehnologia apelor reziduale fenolate, în legătură cu metodele de completare a analizării lor şi valorificarea reziduurilor care rămîn în urma aplicării acestor metode de epurare.

Ne vom ocupa — dintre aceste probleme — de acelea care au o valoare practică şi economică în exploatări, — şi anume:

Reziduul obţinut din evaporarea apelor de la semicocsificare, ca un izvor nou de materie primă Apele rezultate la cocsificarea cărbunelui brun au fost considerate mult timp ca produse auxiliare nefolositoare,

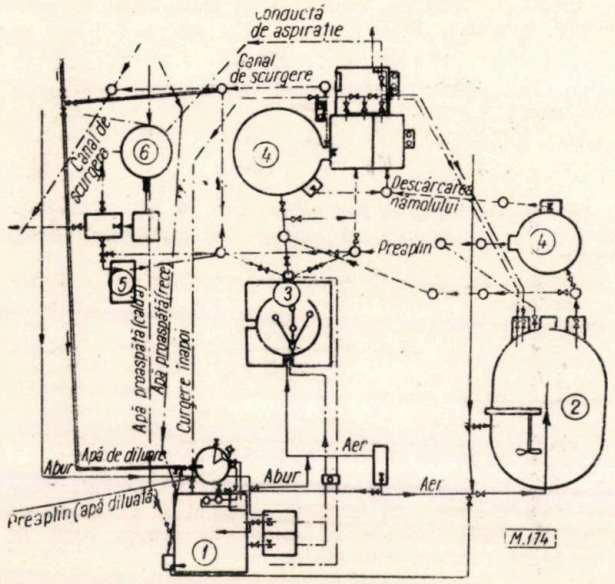


Fig. 1.

care trebuiau îndepărtate cu cheltuieli cît mai mici. In urma studiilor efectuate în timpul din urmă, a fost dezvoltată o metodă de evaporare alcalină a apelor reziduale de la cocsificarea cărbunelui brun. Se face o scurtă descriere a metodei şi se arată într-o tabelă materialele valoroase principale ce conţin aceste ape.

Intr-o instalaţie pilot mai mare se urmăreşte mai departe problema pentru îmbunătăţirea produselor obţinute şi pentru mărirea recuperării lor.

Reziduul obţinut după evaporare este prelucrat mai departe în două staţii de preparare centrale şi anume în Germania de mijloc şi în Lausitz. Intr-o schemă din text sînt arătate fazele de preparare a acestui reziduu şi într-o tabelă produsele obţinute din el, materii prime care pe piaţa mondială sînt încă şi astăzi foarte mult preţuite.

Experienţe şi rezultate în exploatarea unei instalaţii cu turn cu picurare pentru epurarea biologică a apelor reziduale mai întîi desfenolate din cocsificarea la înaltă temperatură a brichetelor de cărbune brun din Combinatul Lauchhammer.

In toate ţările cu o creştere rapidă a industriei, în special cea chimică şi de înnobilare a cărbunilor bruni, se ridică din ce în ce mai mult problema epurării apelor reziduale. In ultimul deceniu, s-a impus epurarea biologică şi cercetările continuă în prima linie pentru mărirea randamentelor şi pentru o desfăşurare mai economică a acestui fel de epurare.

In acest articol se dau informaţii despre întrebuinţarea metodei cu turn de picurare pentru epurarea biologică a apelor reziduale de la cocsificarea la temperatură înaltă a brichetelor din cărbune brun făcute la Lauchhammer pentru prima dată dintr-o granulaţie fină, care după o cocsificare la temperatură înaltă dau un cocs utilizabil în metalurgie.

La procesul de cocsificare a brichetei rezultă — în afară de subprodusele dorite cat: gudronul — şi diverse fracţiuni de ulei şi o cantitate mare de materii sub formă de gaze. Intre acestea se găsesc cantităţi importante de fenoli şi acizi graşi care impurifică foarte mult apa reziduală. Cantitatea de apă tratată după extragerea altor produse în instalaţia montată la Lauchhammer se ridică la 60 m³/h cu 15 000—17 000 mg/l impurităţi ce se pot înlătura printr-o epurare biologică. Deşi această apă este condusă printr-un sistem întins de canale în bazine de decantare şi este diluată cu apa ce vine din diferite exploatări la zi, totuşi s-a simţit nevoia şi de o epurare biologică. In acest scop s-a construit o instalaţie de epurare biologică de încercare cu două trepte constînd din turnuri de epurare cu picurare pentru epurare biologică şi bazin pentru nămol viu cu microorganisme. Prima treaptă constă dintr-un turn cu un diametru interior de 3,5 m şi o înălţime de 22 m, umplut cu zgură de cuptor înalt, cu o granulaţie între 8—15 cm. Treapta a doua este compusă dintr-un bazin de decantare de 60 m³ din care prea-plinul este condus într-un bazin pentru nămol viu cu microorganisme, de 240 m³, pentru aerisirea căruia s-a prevăzut un număr de ţevi de aerisire şi un dispozitiv cu elice. Prea-plinul din acest bazin curge într-un bazin de decantare ulterioară de 30 m³ şi de aici în canalul de scurgere a apelor (fig. 1).

După o serie de schimbări dovedite necesare în construcţii în timpul încercărilor, s-a început un program de experienţe prin varierea cantităţilor apelor de diluare pentru a se obţine la o încărcare constanta de 60 m³/h un conţinut de impurităţi, ce se pot epura cu ajutorul microorganismelor, cu variaţii între 1 000 mg/l—4 500 mg/l. Rezultatele obţinute pentru a fi evidenţiate şi mai mult sînt arătate sub formă de diagrame comparate cu curba teoretică calculată de Meyer pentru astfel de instalaţii. Din aceste comparaţii se vede că gradul de epurare coincide cu calculele lui Meyer. In schimb, randamentul de descompunere arată o scădere vizibilă la un conţinut mai mare cu impurităţi a apelor reziduale şi se presupune că această scădere ar fi cauzată de lipsa de oxigen. De asemenea, s-a constatat că aerisirea turnului de epurare depinde foarte mult de diferenţa de temperatură dintre temperatura din interiorul lui şi temperatura exterioară. Ca materie nutritivă pentru microorganisme, s-a pornit de la un adaos de acid fosforic şi dintr-un amestec din cinci părţi suprafosfat şi o parte oxid de potasiu.

Bazinul cu microorganisme nu a atins randamentul lui presupus, pentru că construirea definitivă a instalaţiei de aerisire nu a fost gata la data încercărilor.

Pe baza acestor încercări s-a construit în Lauchhmamer o instalație mare de epurare biologică pentru apele reziduale desfenolate mai înainte, cu trei trepte, cu o capacitate de 720 m³, cu un conținut de 2 000 mg/l impurități ce se pot epura prin microorganisme.

In text este arătată o schemă a circuitului acestei instalații mari și este descrisă funcționarea ei.

Sînt reprezentate printr-un număr de diagrame rezultatele obținute în diferitele trepte ale instalației, precum și rezultatele obținute în totalitatea instalației. Deși, în general, se poate stabili că metoda cu turn de epurare biologică, după Schultz, dă rezultate bune ca metodă de exploatare pentru epurarea apelor reziduale care au un conținut mare de fenoli și acizi grași, totuși, pentru proiectarea bazinului de noroi încărcat cu microorganisme se propun unele principii care sînt arătate în text și de care ar trebui să se țină seama în special în ceea ce privește aerisirea lui.

Epurarea apelor reziduale fenolate cu ajutorul filtrelor cu zgură. Lucrarea cuprinde rezultatele obținute de către Institutul de cercetări pentru gospodărirea apei din Brno, în experiențele de laborator și într-o instalație semiindustrială.

Se descriu fenomenele care au loc în procesul epurării cu filtre cu zgură și se arată caracteristicile optime ale zgurii. Se descrie funcționarea unei instalații cu astfel de filtre. Apa epurată, pînă în prezent nu conține nici o urmă de mono- sau difenol, astfel încît epurarea se poate considera completă.

In caiet mai sînt o serie de lucrări cu caracter de studiu și cercetări de laborator foarte interesante și sînt arătate rezultatele acestor cercetări, care însă pînă în prezent nu au fost încercate în instalații semiindustriale, pentru a se vedea eficiența lor economică.

In unele articole se discută probleme pentru completarea posibilităților de determinare atît cantitativă cît și calitativă cît mai precisă și fără erori, a multiplelor substanțe chimice conținute în apele reziduale și felul cum ele reacționează la diferiți agenți chimici.

De asemenea, este făcută descrierea și funcționarea unui analizator automat pentru controlul conținutului de fenoli în apa reziduală, indicațiile sale putînd servi și ca o completare a probelor făcute prin sondaje.

E 1433

KAT

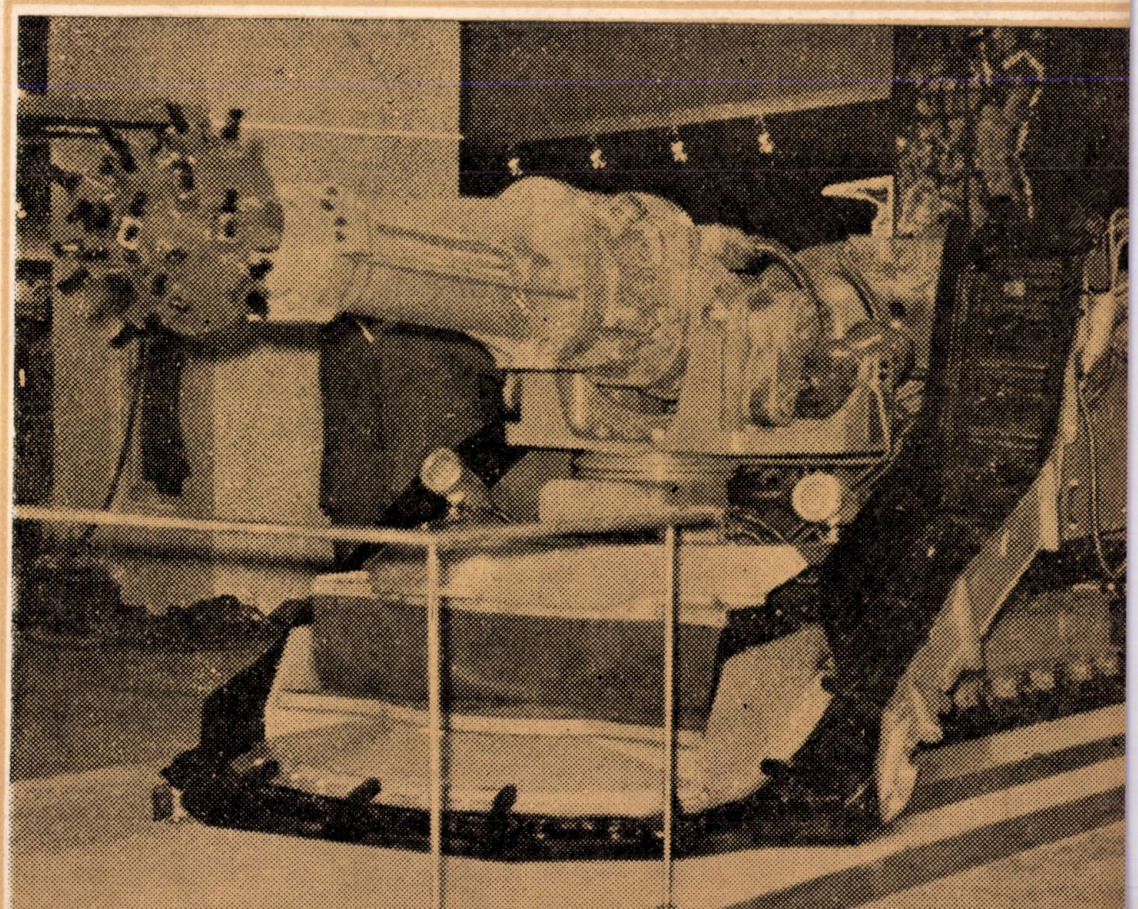
Revista MINELOR

REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAGINA 385 – 432
SEPTEMBRIE
1961

9

ASIT

BUCUREȘTI



Lexiconul tehnic romîn

O lucrare enciclopedică în domeniul tehnicii şi al ştiinţelor ei de bază

Dezvoltarea economiei noastre naţionale datorită avîntului industriei, al tehnicii, cere oamenilor muncii să-şi ridice necontenit nivelul profesional, să-şi lărgească continuu sfera de cunoştinţe tehnice, pentru a contribui din plin la creşterea şi perfecţionarea neîntreruptă a producţiei socialiste, pe baza tehnicii celei mai înalte.

Răspunzînd acestei necesităţi şi aplicînd în practică directivele partidului şi guvernului, Editura tehnică a tipărit între anii 1949—1956 prima ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn, elaborat de Asociaţia Ştiinţifică a Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Populară Romînă (ASIT).

La realizarea acestei lucrări au contribuit cîteva sute de colaboratori—academicieni, membri corespondenţi ai Academiei R.P.R., doctori în ştiinţe, cadre universitare dintre cele mai calificate, ingineri şi tehnicieni care activează nemijlocit în aproape toate ramurile industriale, laureaţi ai Premiului de Stat etc.

Lexiconul Tehnic Romîn ediţia I a apărut în şapte volume cuprinzînd 48 763 de termeni directori cu toate subdiviziunile lor şi circa 6 500 figuri.

Apariţia numeroaselor ramuri noi de producţie, dezvoltarea rapidă pe care a luat-o tehnica în ultimii ani şi creşterea numărului celor care folosesc tehnica, cît şi precizările făcute în multe domenii ale terminologiei tehnice de către Academia R.P.R. şi Oficiul de Stat pentru Standarde, au dus la publicarea noii elaborări a acestei lucrări.

Noua ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn este elaborată de un colectiv mai lărgit al ASIT.

Concepută în 16 volume, noua elaborare cuprinde un vast material documentar din 70 de discipline de bază şi va prezenta în circa 10 000 de pagini 70 000 de termeni directori şi aproximativ 17 000 de figuri.

În noua lui formă, Lexiconul reflectă nivelul înalt la care s-a ridicat capacitatea de cercetare, de proiectare şi de producţie din ţara noastră, sub impulsul industrializării socialiste a ţării şi al cuceririlor noi, romîneşti şi mondiale, ale ştiinţei.

Noua ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn cuprinde o informare tehnică mai amplă, atît în ceea ce priveşte numărul de termeni trataţi cît şi întinderea şi profunzimea fiecărui text explicativ, bazată pe progresul tehnicii şi al ştiinţei. Numărul de discipline s-a mărit, cuprinzînd ramuri noi, ca: Pedologia, Televiziunea, Plasticitatea, Fizica atomică nucleară etc.

S-au introdus mulţi termeni noi, ca: Acoperire, Adaos, Metalurgie, Aerofar, Automatizare, Aeromagnetometrie, Bureză, Calculator electronic etc.

S-a realizat o ordonare mai sistematică a materialului şi o unificare a terminologiei tehnice şi ştiinţifice, de comun acord cu lucrările lexicografice ale Academiei R.P.R. şi cu Oficiul de Stat pentru Standarde.

Aspectul grafic al lucrării a fost schimbat. S-a folosit formatul mare Z5—205/265mm cu un număr mai mare de semne tipografice pe pagină, cu o ilustraţie bogată şi pe hîrtie velină.

Pînă în prezent au apărut primele opt volume ale noii ediţii a Lexiconului Tehnic Romîn, totalizînd 4 947 de pagini, circa 26 974 de termeni directori, 7 742 de termeni secundari explicaţi în text şi 9 606 de figuri.

Următoarele opt volume (vol. IX—XVI) vor apărea în anii 1961—1964, cuprinzînd literele H—Z, iar preţul fiecărui volum va fi de 100 lei.

Noua elaborare a Lexiconului Tehnic Romîn va intra în tezaurul culturii ca un bun social şi va deveni un îndrumător preţios pentru ingineri, tehnicieni, cercetători, cadre didactice, militari, studenţi şi pentru muncitorii cu nivel mai ridicat.

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. ȘI AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI ELECTRICE

Anul XII Nr. 9 Septembrie 1961

REDACȚIA: BUC., Str. ION GHICA 3, Tel.: 13.07.30 și 13.57.28

CUPRINS

CĂI DE REDUCERE A PREȚULUI DE COST

ANTON S. P.: Pagina

Creșterea rentabilității minelor metalifere prin organizarea rațională a aerajului . . . . 385—389

IONESCU FL.:

Prospecțiuni geofizice complexe pentru minereuri de fier . . . . . 389—391

KEMINGER P.:

Funcționarea morilor cu bile sau cu bare la turații supracritice . . . . . 392—402

CĂI DE INTRODUCERE A TEHNICII NOI LA PREPARAREA MINEREURILOR

HRISTOVICI N. și NISTORESCU ALEX.:

Cercetări privind introducerea hidrocicloanelor ca aparate de clasare în circuitele de măcinare din instalația de preparare de la Săsar . . . . . 402—408

MARIAN I.:

Mecanizarea în exploatările miniere carbonifere din R.P.R. . . . . 409—424

NOTE

* *:

Puț de aeraj forat, o soluție nouă pentru aerisirea unui cîmp minier . . . . . 425—428

DOCUMENTARE

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1983

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., laureat al premiului de Stat, redactor responsabil ; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct ; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂRETU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST..; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

„REVISTA MINELOR", organ al Asociației Științifice a Inginerilo și Tehnicienilor din R.P.R. și al Ministerului Minelor și Energi Electrice. Redacția : Administrația și casieria București, Str. Ioa Ghica nr. 3. Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon : 13.07.30 : 16.78.78 — Abonamentele se primesc la sediile filialelor A.S.I.T. di întreaga țară precum și prin responsabili cu presa din cercuri A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru bibliote și cabinete tehnice în contul nostru de virament : Publicațiile tehni A.S.I.T. 070124 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, A.S.I.T., Bucureș — Tarif pentru întreprinderi : lei 100 anual. — Tarif pentru teh nicieni și ingineri : Revista metalurgia și construcția de mașin lei 48 anual, iar la celelalte reviste tehnice lei 30 anual.

OROSZ·MŰSZAKI·KÖNYVTÁR·ORSZÁGOS
1333

Căi de reducere a preţului de cost

Creşterea rentabilităţii minelor metalifere prin organizarea raţională a aerajului*

Ing. P. S. ANTON
ICEMIN

Deschiderea de noi mine în condiţii de zăcămînt mai complicate şi coborîrea în adîncime a exploatării în minele existente impun luarea unor măsuri deosebite de aeraj pentru asigurarea condiţiilor optime de exploatare. Astfel, în prezent, s-a trecut de la aerajul prin tiraj natural, la aerajul mecanizat, tinzîndu-se spre generalizarea acestui sistem de aeraj la toate minele metalifere.

Făcînd abstracţie de faptul că prin realizarea unui aeraj mecanic se vor putea asigura condiţii optime de muncă şi deci productivitatea muncii va spori în mod simţitor, contribuind la creşterea rentabilităţii minelor metalifere, organizarea aerajului mecanic în minele metalifere impune raţionalizarea aerajului minier în scopul unei sporiri suplimentare a acestei rentabilităţi.

În cele ce urmează vom analiza trei aspecte ale aerajului mecanic, şi anume : sensul de aeraj, modul de organizare a aerajului şi modul de organizare a staţiilor de ventilatoare, arătînd calea în care prin alegerea corectă a soluţiilor se pot asigura economii importante la cheltuielile de exploatare.

Mai înainte de a trece la analiza celor trei aspecte, trebuie subliniat faptul că zăcămintele metalifere din R.P.R. se caracterizează prin forma filoniană, care conduce la organizarea exploatării în cîmpuri miniere cu lungimi de 2—3 km minimum. Aerajul acestor mine se complică şi prin faptul că în majoritatea cazurilor zăcămîntul este format dintr-o reţea complexă de filoane, şi totodată prin faptul că în mai toate filoanele apare ca mineral constituent sau însoţitor pirita, calcopirita şi marcasita, a căror oxidare contribuie la creşterea temperaturii la locurile de muncă. Creşterea de temperatură este favorizată şi de existenţa în unele cazuri a unor izvoare termale, cu apă mai mult sau mai puţin mineralizată.

I. Creşterea rentabilităţii minei prin alegerea sensului optim de aeraj

Aerajul unei mine metalifere se poate realiza fie prin sistemul aspirant (ventilatorul creînd o depresiune care asigură aspirarea aerului din mină şi refularea acestuia la suprafaţă), fie prin sistemul refulant (ventilatorul creînd o suprapresiune care asigură aspirarea aerului proaspăt de la suprafaţă şi refularea sa în mină). Considerentele pe baza cărora pînă în prezent se alegea un sistem sau celălalt erau legate mai mult de cerinţele de protecţia muncii şi mai puţin de aspectul economic al fiecărui sistem în parte.

În cazul aerajului aspirant, aerul introdus în mină ajunge în abataje, le aerişeşte şi trece în orizontul de aeraj din care este aspirat de ventilator şi evacuat la suprafaţă. Prin aplicarea acestui sistem, aerul poate pătrunde în mină prin lucrările vechi legate de suprafaţă, scurtcircuitînd circuitul principal de aeraj. Totodată folosirea sistemului aspirant de aeraj conduce la introducerea în circuitul de aeraj al minei a unui volum important de aer viciat, care este localizat în zonele exploatate şi neetanşate.

În cazul aerajului refulant, aerul proaspăt trimis de către ventilator în mină ajunge în abataje şi apoi se evacuează prin orizontul de aeraj la suprafaţă fie printr-o lucrare minieră specială de aeraj — puţ, suitor, galerie de coastă — fie prin zonele exploatate neetanşate şi care comunică cu suprafaţa, scurtcircuitînd circuitul principal de aeraj.

În cazul circuitului aspirant existenţa unei scurtcircuitări a curentului de aeraj cu suprafaţa prin zonele exploatate conduce la înrăutăţirea aerajului în abataje. Într-adevăr, în cazul în care scurtcircuitul este localizat pe traseul dintre ventilator şi abataje, ventilatorul aspiră aerul direct de la suprafaţă prin lucrările vechi şi nu prin circuitul de aeraj al minei reducînd debitul de aer în abataj. În cazul cînd scurtcircuitul se produce înainte de intrarea aerului în abataje, în acestea va pătrunde aerul viciat din zonele exploatate prin care s-a scurtcircuitat curentul principal de aeraj.

În cazul aerajului refulant, aerul proaspăt trimis de ventilator în mină parcurge lucrările principale ale minei, care nu sînt legate pînă în abataj cu zona exploatată şi ca atare în abataj intră întreaga cantitate de aer trimisă de ventilator direct de la suprafaţă. După aerisirea abatajelor, aerul poate fi evacuat fie prin lucrările miniere de aeraj, fie

* Propunerea de organizare a staţiilor de ventilatoare prezentată în acest articol face obiectul certificatului de inovator nr. 1464/13 din 20.III.1961, eliberat de I. M. Petre Gheorghe şi ca atare orice citare sau folosire a ideilor expuse se va face cu respectarea H.C.M. nr. 2267/1953 privitor la Regulamentul de inovaţii.

prin zonele exploatate, dar modul de evacuare al aerului la suprafață nu mai prezintă importanță, deoarece se evacuează o cantitate de aer care a fost folosită deja în abataj.

În cazul aerajului aspirant, dat fiind că circuitul de aeraj principal poate fi considerat ca fiind paralel cu circuitul de aeraj de scurtcircuitare prin zona exploatată, se poate scrie relația :

$$R_o \cdot Q^2 = R_e \cdot Q_e^2 \qquad (1.1)$$

în care :

R_o este rezistența aerodinamică a circuitului principal de aeraj al minei ;

Q — debitul de aer necesar de introdus în mină ;

R_e — rezistența aerodinamică a circuitului de aeraj de scurtcircuitare prin zona exploatată ;

Q_e — debitul de aer ce intră în mină prin zona exploatată.

Cantitatea de aer aspirată de ventilator va fi :

$$Q_{asp} = Q + Q_e = \left(i + \sqrt{\frac{R_o}{R_e}}\right) Q \qquad (1.2)$$

și deoarece

$$\sqrt{\frac{R_o}{R_e}} = \frac{A_e}{A_o} = \frac{Q_e}{Q} = m \qquad (1.3)$$

se poate scrie :

$$Q_{asp} = (i+m)\ Q. \qquad (1.4)$$

Coeficientul m a fost denumit de V. P. Kulikov [1] *„grad aerodinamic de comunicare între orizonturile de aeraj ale minei și suprafață"*.

În cazul aerajului refulant, după cum s-a arătat, aerul introdus de ventilator în mină ajunge în abataje și deci făcînd abstracție de pierderile normale se poate scrie :

$$Q_{ref} = Q. \qquad (1.5)$$

În cazul în care lucrările vechi ale minei sînt rambleiate și bine izolate de circuitul principal de aeraj al minei $m = O$ și în acest caz :

$$Q_{ref} = Q_{asp} = Q.$$

Depresiunea necesară în cazul aerajului aspirant, considerînd debitul din relația (1.2) va fi :

$$h_{asp} = R_{asp} \cdot Q^2_{asp} + R_o \cdot Q^2 = [n\,(1+m)^2 + 1] \cdot R_o \cdot Q^2 \qquad (1.6)$$

în care s-a notat

$$\frac{R_{asp}}{R_o} = n.$$

Puterea necesară acționării ventilatorului care realizează un regim aspirant debitului Q_{asp} la depresiunea h_{asp} va fi :

$$N_{asp} = \frac{h_{asp} \cdot Q_{asp}}{102\ \eta} = \frac{[1 + n\,(+\,m)^2]\,(1+m)\,R_o Q^3}{102\ \eta} \qquad (1.7)$$

În sistemul refulant de aeraj, depresiunea necesară pentru vehicularea debitului Q_{ref} va fi :

$$h_{ref} = \left[1 + \frac{n}{(1 + m\sqrt{n})^2}\right] R_o \cdot Q^2 \qquad (1.8)$$

și respectiv puterea ventilatorului va fi :

$$N_{ref} = \frac{\left[1 + \frac{n}{(1 + m\sqrt{n})^2}\right] R_o \cdot Q^3}{102.\ \eta} \qquad (1.9)$$

Folosind relația (1.7) și (1.9), rezultă că aerajul aspirant necesită un surplus de putere față de cel refulant egal cu :

$$N_{asp} - N_{ref} = \frac{m+n\left[(1+m)^3 \frac{1}{(1+m\sqrt{n})^2}\right]}{102 \cdot \eta} R_o \cdot Q^3 \qquad (1.10)$$

ceea ce dovedește economicitatea adoptării aerajului refulant.

Pentru acest motiv, în minele metalifere din R.P.R. se propune generalizarea aerajului refulant ori de cîte ori regimul de emanații de gaze al minei nu împiedică aplicarea acestui sistem.

2. Creșterea rentabilității minei prin organizarea rațională a aerajului

După cum s-a mai amintit, datorită izvoarelor termale și a fenomenului de oxidare a piritelor și a altor sulfuri odată cu aerisirea adîncimii de exploatare, temperatura aerului crește în locurile de muncă în mod simțitor. Pentru prevenirea și combaterea cît mai activă a acestor temperaturi, una din principalele căi este aceea a realizării unui aeraj cît mai activ. În calculele clasice de aeraj nu se consideră însă gradul de încălzire a aerului introdus în mină datorită frecării pe pereții lucrărilor miniere.

Dacă se consideră că lucrul mecanic consumat pentru învingerea rezistenței aerodinamice a lucrărilor miniere este :

$$A = Q \cdot h \qquad (2.1)$$

în care :

Q este debitul de aer introdus în mină, m^3/s ;

h — depresiunea sub influența căreia circulă aerul în mină, mm col. apă.

Considerînd transformarea clasică a lucrului mecanic în energie calorică rezultă :

$$K = \frac{A}{427} = \frac{Qh}{427},\ \text{kcal} \qquad (2.2)$$

Existența energiei calorice K produce o mărire a temperaturii mediului înconjurător cu valoarea [2] :

$$t = \frac{K}{c \cdot Q\gamma} \qquad (2.3)$$

în care :

c este conductibilitatea termică a aerului = 0,24 kcal/grad.k ;

γ — greutatea specifică a aerului — 1,25 kg/m³.

Înlocuind în relația (2.3) valoarea lui K din relația (2.2), rezultă :

$$t = \frac{h}{427 \cdot c \cdot \gamma} = \frac{h}{427 \cdot 0{,}24 \cdot 1{,}25} = 0{,}0078\ h. \qquad (2.4)$$

Rezultă deci că la fiecare 100 mm col. apă de presiune, aerul se încălzește cu 0,78°C. Ținînd

seama de acest aspect și de faptul că folosirea instalațiilor de climatizare nu permite reducerea temperaturii decît cu 6—7°C, rezultă că prin adoptarea la minele mari a unui singur ventilator cu depresiune mare de 500—600 mm col. apă, creșterea de temperatură a aerului datorită frecării ar fi de 4—5°C, deci mai mult de jumătate decît ceea ce s-ar putea reduce prin folosirea unei instalații de climatizare. Ca atare este mai economic ca la minele mari să se realizeze aerajul mecanizat folosind mai multe ventilatoare, așa fel ca depresiunea creată de un ventilator să nu depășească 200—250 mm col. apă.

3. Creșterea rentabilității minei prin dublarea ventilatoarelor în stația de aeraj

Dintr-un început trebuie făcută o distincție între cerințele ce se impun aerajului în minele de cărbuni și în cele de minereuri, distincție care evidențiază o serie de particularități ale aerajului mecanic în minele metalifere. În orice mină aerajul trebuie să asigure în permanență o atmosferă respirabilă în toate locurile de muncă, diluînd gazele nocive din mină la cifrele prescrise de normele de tehnica securității. În timp ce în mai toate minele de cărbuni aceste gaze sînt constatate în permanență în locurile de muncă sub forma în primul rînd a degajărilor de metan și în al doilea rînd a altor gaze — monoxid de carbon, gaze de pușcare etc. — în cele mai multe mine de minereuri, aerajul trebuie să dilueze numai gazele de pușcare. Pe de altă parte natura substanței minerale utile și în primul rînd tăria acesteia au permis extinderea mecanizării tăierii, fapt care face ca aerajul să nu fie solicitat decît într-o foarte mică măsură pentru diluarea gazelor de pușcare. În același timp în minele de minereuri, unde tăierea se face în general prin pușcare, aerajul trebuie să asigure diluarea cît mai rapidă a acestor gaze. Deci, în timp ce în minele de cărbuni debitul de aer necesar de introdus în mină se va determina în funcție de degajările de gaze (debitul relativ de metan) și de numărul de muncitori din subteran, în minele de minereuri debitul de aer necesar se va determina în funcție de cantitatea maximă de exploziv folosită pe schimb și de numărul de muncitori din subteran.

Dată fiind tendința continuă de sporire a capacităților zilnice de producție, precum și creșterea continuă a productivității muncii în urma continuei creșteri a nivelului de mecanizare și a perfecționării acestei mecanizări, rezultă că în minele de cărbuni debitul de metan va crește, iar numărul de muncitori din subteran se va reduce treptat, iar în minele de minereuri va crește cu mult cantitatea de exploziv pușcată pe schimb, numărul de muncitori reducîndu-se de asemenea treptat. Ca urmare, debitul de aer al unei mine de cărbuni va fi în ultimă instanță determinat numai în funcție de volumul degajărilor de gaze, iar la o mină de minereuri numai în funcție de cantitatea de exploziv pușcată pe schimb.

Analizînd situația în minele de minereuri, rezultă că cu cît roca și minereul în care se execută lucrările miniere de exploatare sînt mai tari, cu atît va fi mai mare și consumul de exploziv și cu atît va fi nevoie de un debit mai mare de aer, ce trebuie introdus în mină. Dar, spre deosebire de majoritatea minelor de cărbuni în care producerea de gaze, ce dimensionează debitul de aer necesar, este un fenomen continuu, în majoritatea minelor de minereuri lucrările de pușcare se efectuează la anumite intervale — o dată sau de două ori pe schimb — și ca atare producerea de gaze de pușcare nu are un caracter continuu, ci sincopat. Pe această deosebire a caracterului continuu sau discontinuu al fenomenului, în funcție de care se dimensionează debitul de aer, se bazează concluziile la care autorul a ajuns în ceea ce privește dimensionarea rațională a aerajului în unele mine de minereuri.

Într-adevăr, dacă pentru un anumit regim al degajărilor de gaze într-o mină de cărbuni se determină ca necesar un debit Q_g (m^3/minut) de aer, ce trebuie introdus în mină pentru diluarea acestor gaze, acest debit va trebui menținut în permanență același, chiar dacă necesarul de aer pentru muncitorii din subteran ar fi Q_o (m^3/minut) mai mic decît valoarea Q_g. În minele de minereuri, dacă în funcție de cantitatea de exploziv pușcată pe un schimb se determină ca necesar, pentru diluarea în decursul unui anumit interval de timp al gazelor de pușcare, un debit Q_p (m^3/minut), se poate determina o valoare Q_o a debitului de aer pentru muncitorii din subteran, care în marea majoritate a cazurilor va fi mai mic decît Q_p.

Însă în timp ce în minele de cărbuni, după cum s-a arătat, debitul Q_g trebuie asigurat în permanență, în minele de minereuri debitul Q_p nu trebuie asigurat decît în perioadele în care se efectuează pușcarea, în restul timpului trebuind să se asigure debitul Q_o. Rezultă deci că în minele de minereuri în cazul în care se poate organiza procesul de producție al minei astfel încît operația pușcării să se efectueze în toată mina într-un anumit interval precis de timp, aerajul s-ar putea asigura mai rațional din punct de vedere economic. La unele mine metalifere din R.P. Română s-a putut realiza această măsură organizatorică, și anume pușcarea se face la sfîrșitul schimbului de producție, suprapunîndu-se perioada de inactivitate a fronturilor de lucru din timpul aerajului după pușcare, cu operația de schimbare a muncitorilor : ieșirea muncitorilor ce au lucrat în schimbul respectiv și intrarea muncitorilor ce lucrează în schimbul următor.

Ținînd seama de generalizarea pușcării la sfîrșitul schimbului, pentru unele mine metalifere s-a prevăzut un sistem original de organizare a aerajului. Acest sistem constă în următoarele : în locul unui singur ventilator cu debitul Q_p, stația de aeraj dispune de două ventilatoare din care unul cu debitul Q_p și unul cu debitul Q_o. În primele 6—7 ore ale unui schimb funcționează ventilatorul cu debitul Q_o care asigură aerul necesar muncitorilor, iar

în ultimele 1—2 ore ale schimbului, cînd se efectuează lucrările de pușcare, funcționează ventilatorul cu debitul Q_p.

În general între valoarea debitului de aer necesar pentru diluarea gazelor de pușcare Q_p și valoarea debitului de aer pentru muncitori Q_o se poate scrie relația :

$$Q_p = k\,Q_o \qquad (3.1)$$

Astfel în cazul în care rezistența aerodinamică totală a circuitului de aeraj deservit de o stație de ventilatoare ar fi R, valoare independentă de debitul de aer, se pot scrie următoarele relații pentru determinarea presiunii și puterii la care funcționează ventilatorul :

— ventilatorul pentru aerajul în timpul schimbului :

$$H_o = R \cdot Q_o^2, \text{ m col. apă} \qquad (3.2)$$

$$N_o = \frac{Q_o \cdot H_o}{102\,\eta} = \frac{R \cdot Q_o^3}{102\,\eta}, \text{ kW} \qquad (3.3)$$

— ventilatorul pentru aerajul în timpul pușcării (folosind și relația 3.1) :

$$H_p = R.\,Q_p^2 = k^2 \cdot R \cdot Q_o^2 \text{ mm, C.A.} \qquad (3.4)$$

$$N_p = \frac{Q_p \cdot H_p}{102\,\eta} = \frac{R \cdot Q_p^3}{102\,\eta} = \frac{k^3 \cdot R \cdot Q_o^3}{102\,\eta} \text{ kW.} \qquad (3.5)$$

Rezultă deci că în cazul în care cele două ventilatoare funcționează succesiv, între puterile celor două ventilatoare se poate scrie relația :

$$N_p = k^3\,N_o \qquad (3.6)$$

Din cele de mai sus rezultă că în cazul în care cele două ventilatoare vor funcționa succesiv, adică în timpul pușcării numai ventilatorul cu debitul Q_p, puterea instalată în stația de aeraj va fi (relația 3.3 și 3.5)

$$N_{total} = N_o + N_p$$

și dat fiind relația (3.6) rezultă : $N_{total} = N_o + k^3\,N_o = N_o\,(1 + k^3)$ (3.8)

Afirmația că prin oprirea unui ventilator și punerea în funcțiune a celuilalt s-ar perturba regimul de aeraj al minei datorită inerției masei de aer în mișcare nu este justă. Hinsley [3] studiind aceste fenomene a ajuns la concluzia că prin oprirea unui ventilator cu depresiunea H_v (superioară depresiunii naturale H_n a minei) depresiunea curentului de aeraj scade de la H_v la 1,03 H_n în numai 3 minute. Or, acest interval de timp este suficient pentru punerea în funcțiune a celui de-al doilea ventilator.

Pentru condițiile unora din minele de minereuri din R.P. Romînă valoarea k variază de la 2—3, adică debitul necesar pentru diluarea gazelor de pușcare este de 2—3 ori mai mare decît debitul necesar pentru muncitori.

Pentru a clarifica importanța economiei de energie ce se obține prin raționalizarea în acest sens a aerajului, vom considera cazul unui sector de mină, în care zilnic se prestează două schimburi productive și unul de întreținere. Debitul de aer pentru diluarea gazelor de pușcare este Q_p (m^3/minut), iar debitul de aer pentru muncitori este Q_o (m^3/minut).

În cazul în care aerajul s-ar mecaniza după modelul cunoscut pînă în prezent, adică s-ar folosi un singur ventilator cu debitul Q_p, consumul zilnic de energie pentru aerajul acestui sector ar fi :

$$E = n_p \cdot kT = 24\,N_p, \quad \text{kWh.}$$

În cazul în care mecanizarea aerajului s-ar face după sistemul rațional propus în prezentul articol, stația de aeraj ar fi compusă din două ventilatoare și anume :

— un ventilator cu debitul Q_p care ar funcționa cîte două ore maximum la sfîrșitul celor două schimburi productive, și

— un ventilator cu debitul Q_o care ar funcționa cîte șase ore în primele două schimburi productive și opt ore în schimbul de întreținere.

În aceste condiții consumul de energie al primului ventilator ar fi :

$$E_p = 2 \times 2\,N_p = 4\,N_p, \quad \text{kWh}$$

și consumul de energie al celui de-al doilea ventilator ar fi :

$$E_o = (2 \times 6 + 8)\,N_o = 20\,N_o, \quad \text{kWh}$$

și consumul total de energie s-ar exprima cu relația :

$$E_R = E_p + E_o = 4\,N_p + 20\,N_o, \quad \text{kWh}$$

Exprimînd consumul de energie E_o și E_p în funcție de N_o cu ajutorul relației (3.6)

$$N_p = k^3 N_o, \quad \text{kW}$$

rezultă că în cazul în care aerajul s-ar efectua cu un singur ventilator cu debitul Q_p care ar funcționa 24 ore consumul de energie ar fi :

$$E = 24\,k^3 N_o, \quad \text{kWh}$$

iar în cazul în care aerajul s-ar efectua cu două ventilatoare cu debitul Q_o și Q_p care ar lucra succesiv consumul de energie ar fi :

$$E_R = 4\,N_p + 20\,N_o = 4\,k^3 N_o + 20\,N_o = (4\,k^3 + 1)\,N_0, \quad \text{kWh}$$

Ținînd seama că $k = 2...3$ rezultă :

$$E_R = 24\,k^3 N_o = 192\,N_o ... 648\,N_o, \text{ kWh}$$

și respectiv

$$E_R = (4\,k^3 + 1)\,N_o = 37\,N_o ... 109\,N_o, \quad \text{kWh.}$$

Deci, prin aplicarea sistemului de aeraj propus, economia zilnică de energie la $k=2$ ar fi de 155 N_o, iar la $k=3$ economia ar fi de 539 N_o.

Dacă se consideră un sector de mină la care $Q_p = 2\,500$ m^3/minut și $Q_o = 1\,000$ m^3/minut, la care în funcție de rezistența aerodinamică R a aceluiași circuit rezultă :

H_p = 250 mm C.A.
N_p = 240 kW
H_p = 40 mm C.A.
N_o = 20 kW

În cazul folosirii ventilatorului cu debitul Q_p în permanență, consumul zilnic de energie ar fi :

$$E = 24\,N_p = 24 \times 240 = 5\,760 \text{ kWh/zi.}$$

În cazul folosirii succesive a două ventilatoare, consumul de energie ar fi :

$$E_R = N_p + 20\,N_o = 4 \times 240 + 20 \times 20 = \\ = 1\,360 \text{ kWh/zi}$$

și deci economia zilnică de energie ar fi :

$E - E_R = 4\,400$ kWh/zi sau o economie anuală peste 1 500 000 kWh. Această economie importantă de energie compensează investițiile suplimentare necesitate de montarea celui de-al doilea ventilator.

Sistemul rațional propus pentru organizarea aerajului mecanizat în unele mine metalifere este un sistem plin de perspective. Într-adevăr prin înlocuirea tracțiunii cu locomotiva Diesel cu tracțiune electrică în subteran discrepanța dintre valorile Q_p și Q_o va fi și mai mare și deci economicitatea sistemului va fi și mai mare. Același lucru se va întîmpla și prin creșterea productivității muncii în subteran. Pe de altă parte, sistemul, în afara avantajelor economice amintite, prezintă și avantaje în ceea ce privește asigurarea continuă a condițiilor de tehnica securității în subteran. Astfel, dacă instalația de aeraj este deservită de un singur ventilator, orice defecțiune a acestuia sau a motorului de acționare conduce la stagnarea aerajului și deci la întreruperea procesului de producție. Folosirea stațiilor de aeraj cu două ventilatoare cu funcționare succesivă permite însă ca în astfel de cazuri procesul de producție să continue.

Considerăm că liniile de raționalizare a mecanizării aerajului în minele metalifere expuse prezintă interes pentru specialiștii minieri din alte țări, dat fiind faptul că el poate fi adoptat chiar la minele în care instalațiile de aeraj existente sînt realizate după principiile clasice.

Bibliografie

[1] Kulikov V. P. : *Compararea economicității aerajului aspirant și refulant al minelor metalifere.* Gornîi Jurnal, 135 (1960), nr. 10 (oct.), 7—10.

[2] Perov I. M. : *Condițiile de temperatură din minele noi din regiunea Iakovlevsk.* Gornîi Jurnal, 135 (1960), nr. 9 (sept.), 20—21.

[3] Hinsley F. B. : *Fenomenele de curgere în legătură cu oprirea ventilatoarelor de mină.* În Transactions of The Institution of Mining Engineers, 119 (1960), nr. 11, (aug.), 647—656.

Prospecțiuni geofizice complexe pentru minereuri de fier

FLORIAN IONESCU

Nevoile tot mai mari de minereuri de fier ale industriei noastre au solicitat prospecțiunea geofizică pentru depistarea de noi cîmpuri miniere.

În lumina directivelor celui de al III-lea Congres al P.M.R., delimitarea zonelor mineralizate și stabilirea rezervelor trebuie să se facă cu cheltuieli minime, prin mărirea eficacității lucrărilor geologice. În prospecțiunea geofizică se impune adaptarea celei mai avansate tehnici pentru a furniza informații suficiente în vederea reducerii la maximum a lucrărilor miniere și de foraj, necesare precizării fiecărui zăcămînt ce urmează să fie dat în exploatare. Prospecțiunea geofizică trebuie să delimiteze zonele mineralizate, să fixeze amplasamentele lucrărilor de prospecțiune geologică în așa fel încît să se obțină maximum de rezultate ; să se elimine din programul acestor lucrări, zonele lipsite de interes economic și să dea, în măsura posibilităților, informații cantitative în ceea ce privește extinderea, adîncimea, centrul de greutate al corpului de minereu etc.

Cel mai eficace procedeu, capabil de a răspunde acestor probleme ce se pun prospecțiunii minereurilor de fier, este aplicarea mai multor metode geofizice, ale căror rezultate să concure în faza de interpretare în vederea obținerii unei soluții unice. Acest mod de prospecțiune geofizică constituie metoda complexă de cercetare.

Posibilitățile diferitelor procedee sînt folosite în funcție de particularitățile zăcămintelor, componența complexelor avînd o bază principială și economică.

Ținînd seama de particularitățile prospecțiunii geofizice, zăcămintele de fier se pot împărți în două mari grupe : cu și fără proprietăți magnetice. Din punct de vedere al complexării metodelor de prospecțiune, deosebim însă zăcămintele situate în formațiuni descoperite, sau de tipul celor ce nu afloreză la suprafață.

În prospectarea geofizică a zăcămintelor din prima categorie, interesează doar acele caractere fizice ale lor, care, prin contrast cu cele ale rocilor înconjurătoare, pot pune în evidență existența în subsol a corpurilor de minereu. Avem în vedere în general contrastul de masă, contrastul proprietăților magnetice și al celor electrice.

Cum metodele geofizice conduc în general la rezultate ce nu au o interpretare unică, dacă această nedeterminare nu poate fi eliminată prin informațiile pe care le aduce geologia de suprafață,

se ivește necesitatea complexării metodelor pentru a obține informații suplimentare.

Cînd formațiunile în care se presupune existența minereurilor de fier sînt acoperite, problema se complică mai mult, fiind necesare cercetări geofizice în legătură cu grosimea, structura geologică, componența litologică și condițiile hidrogeologice ce caracterizează formațiunile acoperitoare, atît în vederea interpretării cît și a prospecțiunii geologice prin sonde și lucrări miniere.

Minereurile de fier pot fi prospectate geofizic fie datorită marii intensități de magnetizare, fie densității mari pe care o prezintă în raport cu rocile înconjurătoare ; mai rar se folosește contrastul proprietăților electrice.

Metoda magnetică, dă rezultate indiscutabile cînd este vorba de găsirea concentrațiilor de magnetită, indiferent de geneza mineralului și natura rocii în care s-a acumulat. Ea este însă fără posibilități în ceea ce privește procentul concentrației. Unele complicații se ivesc doar atunci cînd zăcămîntul este situat în roci ce nu aflorează la suprafață, iar formațiunile acoperitoare conțin, neomogen repartizate, elemente feromagnetice.

În prospecțiunea zăcămintelor de fier fără proprietăți magnetice deosebite, metoda magnetică se folosește indirect, cu suficient succes, cînd în masa corpului respectiv este diseminată magnetita.

Cînd corpurile de minereu nu au proprietăți magnetice diferite de ale rocilor înconjurătoare, magnetometria poate da indicații cu caracter structural asupra formațiunilor în care sînt prinse, chiar dacă acestea sînt îngropate sub o pătură de sedimentar. Așa de exemplu, cercetarea cristalinului îngropat în bazinele intramontane se poate face cu succes datorită informațiilor ce se pot căpăta, în zonele adiacente, asupra modului cum se comportă magnetic formațiunile ce ne interesează.

Gravimetria, folosind contrastul pozitiv de densitate creat de existența mineralizațiilor de fier în subsol, are posibilitățile și, deci, domeniul de activitatea dependent de dimensiunile corpurilor. Posibilități largi s-au dovedit a avea însă în descifrarea formelor îngropate ale reliefului rocilor în care este prinsă mineralizația, atunci cînd între ele și formațiunile acoperitoare există un contrast însemnat de masă. Cunoașterea acestui relief este de o mare importanță în proiectarea lucrărilor de prospectare geologică prin foraje și lucrări miniere. Datele gravimetrice sînt bine completate de sondajul electric vertical în cazul existenței unui contrast de proprietăți electrice sau de seismica de refracție, cînd proprietățile elastice au valori diferite. Așa, de exmplu, seismica și electrometria își găsesc o bună aplicabilitate cînd este vorba de urmărirea unui cristalin îngropat sau a unei formațiuni sedimentare în care s-a acumulat minereul de fier.

Rezistența electrică mare a corpurilor de minereu formate din carbonați și silicați de fier oferă posibilitatea de a aplica, pentru găsirea lor, electrometria, folosind diferite variante, datorită „efectului de baraj" al acestor minereuri.

De asemeni, rezistența electrică mai mică a oxizilor de fier, în comparație cu rocile înconjurătoare, oferă posibilitatea folosirii electrometriei, utilizînd efectul colector de curent sau efectul de inducție. Metodele inductive pot ajuta magnetometria în separarea anomaliilor magnetice ce au drept cauză concentrații de oxizi de fier, de cele datorate corpurilor eruptive.

Exemple de folosire a unor caractere fizice în prospecțiunea zăcămintelor de fier

După 1950, prospecțiunea geofizică pentru minereuri de fier a luat în țara noastră o dezvoltare din ce în ce mai mare. În ultimii ani, aplicarea pe scară largă a magnetometriei a arătat necesitatea complexării metodelor de prospectare a minereurilor de fier pentru completarea datelor de cunoaștere a caracteristicilor geologice în vederea cercetării cu sonde și lucrări miniere.

Pentru exemplificare, vom trece în revistă lucrările geofizice executate în urma descoperirii zăcămîntului de la Palazu Mare. Descoperirea acestui zăcămînt cu minereu de fier de mari dimensiuni și cu rezerve considerabile este de un succes exclusiv al geofizicii.

Geologia de suprafață nu avea nici un fel de indicații asupra existenței în subsol a acestei acumulări de minereuri, ele fiind cantonate în rocile cristaline ale fundamentului dobrogean, sub o cuvertură de sedimente cu o grosime de cca. 500 m. Componența acestor sedimente se cunoaște acum din lucrări de suprafață și datele de foraj executate cu ocazia explorării zonei anomale de care vorbim și sînt lipsite de elemente cu proprietăți magnetice remarcabile.

Mineralizația a fost pusă în evidență în 1951 în urma unor măsurători magnetice regionale întreprinse de Comitetul Geologic. Descoperirea anomaliei a impus cercetări magnetice de detaliu în zona de apex și măsurători gravimetrice semiregionale pe întreaga arie anomală. Aceste lucrări au dat primele elemente cu privire la poziția corpului. Forajele au confirmat existența zăcămîntului semnalînd necesitatea cercetărilor geofizice sistematice.

Complexul de lucrări geofizice, neterminate încă, au furnizat o cantitate importantă de informații, care ne-au dat posibilitatea formării unei idei destul de complete asupra relațiilor geologice ce caracterizează acest zăcămînt.

Harta magnetometrică arată că la Palazu Mare este de fapt doar o arie cu un conținut mai bogat, a unei zone întregi de mineralizații, orientată NV—SE, cu mare extindere către V, pînă dincolo de Cernavodă, complet necunoscută spre est în zona Mării Negre. La Palazu sîntem însă în zona de maximă ridicare a cristalinului ce cantonează această mineralizație, spre vest el căzînd destul de repede pentru a ajunge la Cernavodă la adîncimi de 3—4 000 m. Doar la Medgidia pare să se mai ridice o insulă a acestui cristalin, dar adîncimea la creastă poate fi de ordinul a 1 000 m.

Această compartimentare descrisă pe direcția E—V este determinată de fracturi secundare, normale la linia Capidova—Canara, semnalată de gravimetrie.

Amplasarea sondelor de prospecțiuni și explorare se face în prezent, pentru zona de apex a anomaliei, cu ajutorul unei hărți ce reprezintă prelungirea analitică a cîmpului magnetic observat la suprafața solului în semispațiul inferior (h = 400 m).

Aspectul fundamentului îngropat al cristalinului este fidel redat de hărțile Bouguer, calculat pentru densitatea 2,2 g/cm^3, fără a ne da însă indicații cantitative în ceea ce privește adîncimea.

Anomalia gravimetrică de la Palazu Mare are drept cauză pe de o parte contrastul de densitate pozitiv creat în masa rocilor cristaline de acumularea minereului de fier, iar pe de altă parte, ridicarea fundamentului, care de asemenea creează un contrast de masă în raport cu depozitele acoperitoare. Spre deosebire de ea, în anomalia magnetică se reflectă numai influența mineralizației. Acest fapt explică decalajul apexului gravimetric față de cel magnetic.

Deși hărțile geofizice par să arate spre est o cădere rapidă a formațiunilor cristaline mineralizate, totuși conturarea în zona Mării Negre a acestei anomalii de mari proporții este o sarcină economică de prim ordin și ea revine aeromagnetometriei.

Cunoașterea grosimilor și a litologiei sedimentarului acoperitor a revenit metodelor geofizice de cîmpuri provocate, în speță seismometriei și electrometriei.

Lucrările recente de sondaj electric vertical solicitate de necesitatea delimitării fenomenelor carstice de mare amploare cunoscute în calcarele jurasice odată cu primele foraje și care par a fi un impediment pentru exploatare, au dat informații prețioase în ceea ce privește extinderea pînzelor acvifere ce umplu aceste goluri. Aceeași metodă a dat indicații asupra evoluției spre vest a morfologiei fundamentului cristalin. Asupra acestei chestiuni, de o mare importanță practică în amplasarea lucrărilor de foraj, seismometria a adus recent date cantitative ce urmează a fi definitivate în urma lucrărilor de seismocarotaj.

Lucrările geofizice de la Palazu Mare demonstrează eficacitatea lucrărilor geofizice complexe în prospecțiunea pentru minereuri de fier, prinse în roci acoperite.

Un alt exemplu grăitor de cercetare geofizică complexă a unui teritoriu este Poiana Ruscăi și prelungirea ei estică, acoperită de sedimentele neogene din Bazinul Streiului. Aici geofizica a avut de răspuns unei serii întregi de probleme.

În primul rînd trebuiau descoperite zonele cu concentrații de magnetită din seria șisturilor tufogene. Această serie epimetamorfică are diseminată destul de uniform în masa ei magnetită, grație căreia magnetometria a putut-o urmări, aducînd informații prețioase geologiei de suprafață în lucrările de orizontare, atît în privința sistemului de fracturi, cît și a poziției în spațiu a diverselor blocuri.

În al doilea rînd, pentru detectarea lentilelor de siderită, indirect pe baza magnetitei diseminate și direct pe baza contrastului pozitiv de densitate ce creează prezența ei în masa șisturilor cristaline, s-au obținut rezultate încurajatoare la Teliuc. Spre vest însă, variația mare a conținutului de magnetită din șisturile cloritoare ce aflorau la zi, a mascat eventualele indicații din adîncime pe care le așteptam.

Spre est, se cereau date structurale asupra cristalinului ce cade în trepte sub sedimentarul bazinului miocen. Aici, magnetometria a colaborat cu metoda gravimetrică și electrometrică pentru a cunoaște relieful îngropat al cristalinului.

Din ansamblul lucrărilor geofizice, cunoaștem acum o serie de fracturi în fundamentul cristalin, pe rama de est a masivului Poiana Ruscăi orientate NV—SE și o fractură de mare amploare pe rama de NV a Munților Sebeș direcționată NE—SV. Sînt linii de-a lungul cărora bazinul a basculat tot timpul sedimentării.

În harta magnetică se poate trasa cu precizie în zona centrală a bazinului o linie ce separă două domenii de variații ale cîmpului magnetic, net diferite. Numai pînă la această linie se pot urmări formațiunile cu corespondent magnetic, pe care le-am cunoscut de-a lungul a zeci de km în Poiana Ruscăi. Este vorba de masivul recifal al dolomitelor de Hunedoara care se individualizează ca un minim magnetic critic, în seria epizonală a Poienii Ruscăi și de flancurile formelor structurale, marcate în variația cîmpului, datorită prezenței șisturilor tufogene, despre al căror conținut magnetic am amintit mai sus.

În parte și în cîmpul gravitațional apar domenii diferite de variație.

Cercetarea geofizică complexă aplicată pe scară tot mai largă în țara noastră va aduce desigur succese importante în prospectarea minereurilor de fier.

Funcționarea morilor cu bile sau cu bare la turații supracritice

Ing. PETRE KEMINGER

După cum se știe, turația critică a unei mori este aceea începînd de la care corpurile de măcinare — bile sau bare — nu mai cad în interiorul morii, ci, prin efectul forței centrifuge, rămîn lipite de fața interioară a acesteia. Matematic, aceasta se exprimă astfel (fig. 1) :

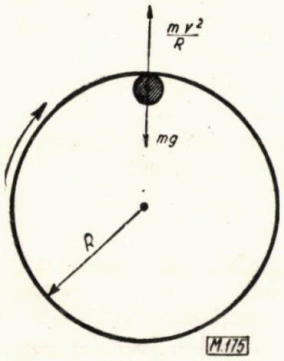


Fig. 1

$$\frac{m v^2}{R} = mg$$

și deoarece :

$$v = \frac{\pi D n_c}{60}$$

se deduce :

$$\frac{\pi^2 D^2 n_c^2}{3\,600 \cdot \frac{D}{2}} = g$$

sau :

$$n_c = \frac{42{,}3}{\sqrt{D}}$$

unde :

D este diametrul morii, m ;

n_c — turația critică a morii, rot/min.

În general, turația morilor este de 50—80% din turația critică care este considerată ca turație limită, la atingerea căreia efectul corpurilor de măcinare ar înceta.

Cu toate acestea, unii cercetători au arătat că în anumite condiții morile pot funcționa și la turații mai mari decît turația critică, fără a provoca centrifugarea încărcăturii. Profesorul finlandez Hukki a efectuat încercări în stația pilot de la Otaniemi, demonstrînd în mod evident că limita turației critice a fost învinsă.

În stația pilot de la Otaniemi, încercările s-au efectuat cu două mori și anume : o moară cu bile avînd turația critică de 44,9 rot/min și putînd realiza turații supracritice pînă la 140,5 rot/min (313%) ; o moară cu bare avînd turația critică de 45,6 rot/min care poate ajunge pînă la 104,9 rot/min (280%).

Profesorul Hukki a efectuat încercări, stabilind raportul dintre turație și puterea absorbită, pentru încărcături variabile de bile sau bare, fără și cu alimente de minereuri. Rezultatele încercărilor în moara cu bile fără alimentare sînt redate în diagrama din fig. 2.

Concluziile acestor încercări sînt :

— turația critică în sine este o noțiune care nu are nici o semnificație în ceea ce privește măcinarea, ea constituind numai o bază de referință practică pentru comparația morilor de diametre diferite ;

— turația reală de centrifugare scade cu încărcătura de bile ;

— la o încărcătură redusă de bile, turația de centrifugare poate atinge de cîteva ori turația critică teoretică ;

— cu încărcături de bile de 100—500 kg, turația de centrifugare depășește 230% din turația critică (turația maximă realizabilă a morii în care s-au făcut încercările) ;

— turațiile de centrifugare cu încărcături de bile de 600—900 kg au corespuns la 197—122% din turația critică ;

— cu încărcături de bile de 1 000—1 500 kg, puterile maxime absorbite s-au obținut la 108—87% din turația critică (încărcătura de 1 200 kg reprezenta aproximativ 50% din volumul util al morii) ;

— puterea maximă absorbită este cu atît mai mare cu cît încărcătura de bile este mai mare ;

— produsul dintre încărcătura de bile exprimată în kilograme și raportul procentual din turația critică are o valoare aproximativ constantă (variază între 110 000 și 130 000) ;

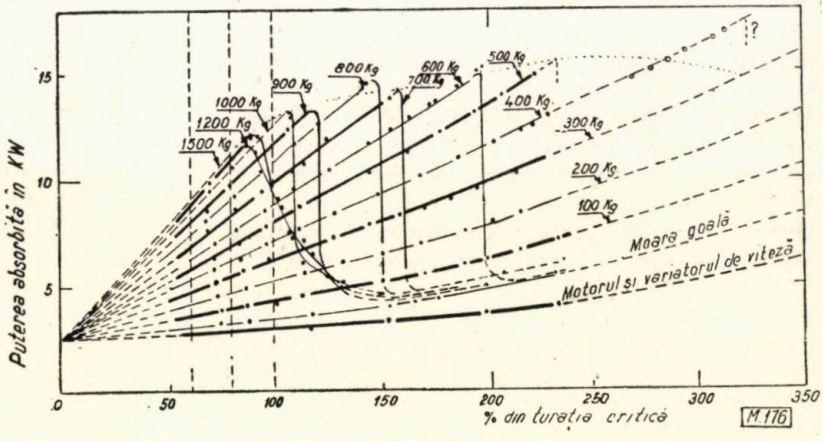


Fig. 2

— considerînd o valoare medie de 115 000, turațiile la care încărcăturile centrifugheză ar fi :

400 kg — 287% din n_c
300 kg — 383% din n_c
200 kg — 575% din n_c
100 kg — 1150% din n_c

— deoarece capacitatea de măcinare a morii este în raport direct cu puterea absorbită, această capacitate va crește pe măsura depășirii turației critice ;

— vîrfurile puterii absorbite cresc pe măsura depășirii turației critice, dar diferența dintre curba înfășurătoare a valorilor maxime ale puterii absorbite și puterea absorbită la funcționarea în gol se menține la o valoare aproximativ constantă de 10 kW ;

— faptul că curbele nu arată o cădere mai bruscă a puterii absorbite imediat după atingerea valorii maxime se datorește fenomenului de alunecare a încărcăturii, precum și greutății cu care urechea omenească poate distinge momentul precis al obținerii centrifugării totale ;

— dincolo de vîrful de putere, toate curbele se adună într-o bandă îngustă, situată cu puțin deasupra curbei de funcționare în gol, deoarece în momentul centrifugării încărcătura joacă rolul unei căptușeli suplimentare care are ca efect creșterea greutății totale a morii.

Rezultate analoge s-au obținut și cu moara cu bare (fig. 3), realizîndu-se centrifugarea și la încărcături de bare foarte reduse (100 kg). Curba înfășurătoare a vîrfurilor de putere atinge un maximum, la o încărcătură de bare de 1 250 kg, între 115 și 135% din turația critică, deci și capacitatea maximă de măcinare a morii s-ar situa între aceste limite de viteză (încărcătura de 1 550 kg bare reprezenta aproximativ 50% din volumul util al morii). Cu încărcături de 505 și 761 kg bare s-a observat un fenomen nedorit de rezonanță la turații supracritice, încercările trebuind să fie oprite. Se poate afirma că centrifugarea bilelor sau barelor într-o moară care se rotește la turația critică, nu se poate realiza decît în cazul cînd încărcătura este împiedicată să alunece, ceea ce se obține prin forma specială a căptușelii morii (plăci ondulate, bare de înălțimi diferite). Prin împiedicarea sau reducerea alunecării încărcăturii morii, se obține în același timp și o reducere a uzurii căptușelii, factor economic foarte important.

Din examinarea curbelor reprezentate în fig. 2 și 3, rezultă că turația maximă posibilă a unei mori depinde de încărcătura corpurilor de măcinare. Pe măsură ce această încărcătură crește, forțele de frecare între aceasta și căptușeala morii cresc și ele, iar turația de centrifugare se apropie de turația critică. Cu încărcături reprezentînd aproximativ 50% din volumul util al morii, vîrfurile de putere absorbită se situează în zona turațiilor subcritice, chiar la folosirea unor căptușeli netede.

Pentru moara cu bile pe care s-au efectuat încercările, relația dintre viteza periferică a suprafeței căptușelii și turația critică a morii este repre-

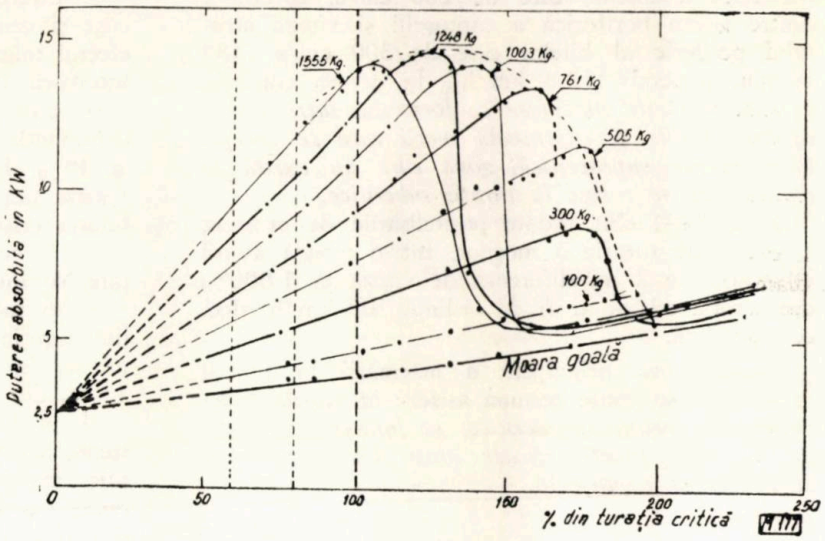


Fig. 3.

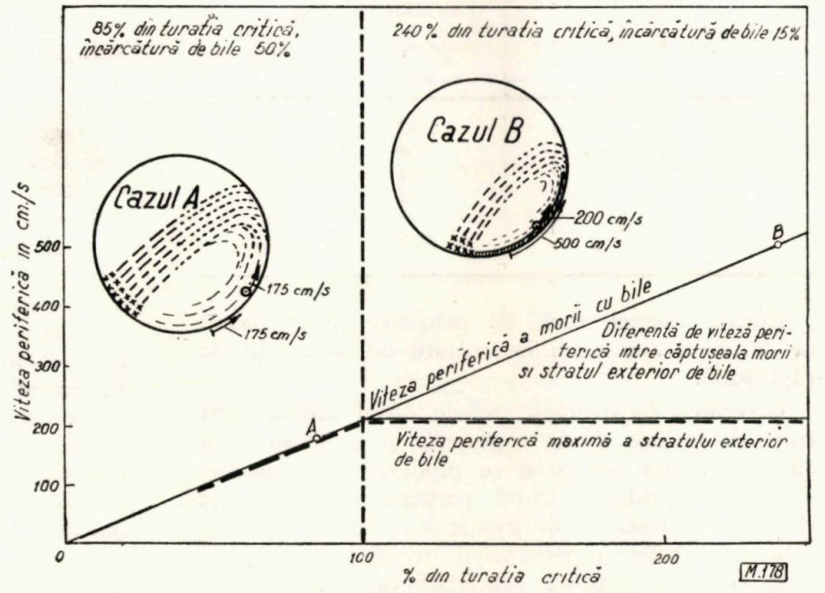


Fig. 4.

zentată prin dreapta *AB* din fig. 4. Punctul *A* reprezintă practica actuală a măcinării la o turație de 85% din turația critică și o încărcătură de 50% din volumul util al morii. La această turație, viteza periferică a morii este de 175 cm/s. În aceste condiții, stratul exterior de bile urmărește suprafața

interioară a căptușelii fără alunecare apreciabilă, iar bilele lipite de căptușeală avînd aceeași viteză periferică cu aceasta, nu se poate produce nici o măcinare între acest strat periferic de bile și căptușeala morii.

Punctul *B* reprezintă măcinarea la o turație de 240% din turația critică, cu o încărcătură de 15% din volumul util al morii. La această turație viteza periferică a morii este de 500 cm/s. Deoarece încărcătura redusă nu este centrifugată, viteza stratului periferic de bile trebuie să fie mai mică decît 210 cm/s, valoarea vitezei periferice corespunzînd turației critice teoretice. Dacă se admite că viteza periferică a bilelor este de 200 cm/s, diferența dintre viteza periferică a căptușelii și viteza stratului periferic al bilelor este de 300 cm/s (180 m/min, respectiv 10,8 km/h). În aceste condiții, *o nouă zonă de măcinare se formează între încărcătura de bile și căptușeala morii care se rotește la o turație supracritică, zonă care nu există la morile care se rotesc la turații subcritice.*

În tabela 1 sînt redate posibilitățile de creștere a vitezei de rotație a morilor. Într-o moară avînd diametrul de 2 m, diferența de viteză la 1 000% din turația critică ar fi de ordinul 100 km/h, deci considerabilă.

Caracteristica principală a măcinării la turații supracritice se poate rezuma astfel : *în morile funcționînd la turații supracritice, se formează o zonă de măcinare foarte eficace între stratul periferic al bilelor și căptușeală.*

Tabela 1

% din turația critică	Viteza periferică, cm/s	Viteza maximă utilă a stratului periferic al bilelor, cm/s	Diferența de viteză maximă, km/h
100	210	200	6,4
200	420	200	7,9
400	840	200	23,0
600	1 200	200	38,2
800	1 680	200	53,3
1 000	2 100	200	68,4

Efectul acestei zone de măcinare prin frecare se datorește alunecării încărcăturii de bile, față de căptușeală.

Greutatea încărcăturii trebuie astfel aleasă încît forța de frecare dintre căptușeală și încărcătură să fie insuficientă pentru a se produce centrifugarea. În aceste condiții, stratul periferic al bilelor se deplasează în sensul de rotație a morii cu o viteză inferioară celei corespunzînd turației critice, în timp ce toate punctele suprafeței căptușelii se deplasează cu o viteză superioară celei corespunzînd acestei rotații. Proporția măcinării prin frecare față de măcinarea totală crește repede cu turația morii.

Morile care se rotesc la turații supracritice au o construcție specială. Ele sînt echilibrate, montate pe lagăre cu role și sînt prevăzute cu regulator de viteză (variator). Atît dispozitivul de alimentare cît și cel de evacuare, vor trebui să fie modificate. Cu cît turația crește, cu atît moara devine un utilaj de mai mare precizie.

În baza unor experiențe efectuate la turații supracritice, în mori cu bare de laborator la Otaniemi (tab. 2 și fig. 5) se pot trage următoarele concluzii :

— tonajul măcinat crește liniar cu turația pînă la 130% din turația critică ;

— puterea absorbită crește liniar cu turația (curba puterilor nu pornește din origină, ci de la valoarea de 2,5 kW care reprezintă puterea absorbită la funcționarea în gol) ;

— diferența între granulometria produsului evacuat și cea a produsului de alimentare reprezintă efectul măcinării (rezultatul cel mai bun a fost al încercării *1*, cel mai prost al încercării *3*) ;

— consumul specific de energie cel mai redus corespunde la turația cea mai redusă (2,74 kWh/t la 48% din turația critică) și cel mai ridicat la turația cea mai mare (3,15 kWh/t la 130% din turația critică) ;

— curbele putere-turație, cu și fără alimentare, se întretaie la 60% din turația critică ;

— la încercarea de a se mări turația la 140% din turația critică, moara s-a înfundat în cîteva minute la o alimentare de 5 t/h, în timp ce la 130% din turația critică funcționarea era normală ;

— în încercarea 5 măcinarea s-a făcut în două trepte cu clasor intermediar, suprascurgerea acestuia indicînd 95%—65 och./țol ; consumul de energie a fost de două ori mai mare decît la încercările precedente, deoarece moara funcționa subalimentată și la turație mare.

Relația între capacitatea morilor și densitatea încărcăturii

În general, se poate afirma că pe măsura creșterii densității corpurilor de măcinare, crește și capacitatea morii, ținîndu-se seama de viscozitatea tulburelii. Pentru ca viscozitatea tulburelii să fie cît mai redusă, mărind astfel eficiența încărcăturii, este necesar ca moara să fie de tipul cu cameră de evacuare și nu de tipul cu evacuare axială.

Influența densității încărcăturii de măcinare este ilustrată în diagrama din fig. 6. Această diagramă s-a trasat astfel : în trei mori cu evacuare axială, rotindu-se la 70% din turația critică, s-a măcinat un minereu a cărei densitate era egală cu 3. Încărcătura de măcinare era formată în prima moară din blocuri de minereu (măcinare autogenă), în cea de a doua moară din bile de oțel și în cea de a treia moară din bile de carbură de wolfram. Tulbureala era evacuată din mori cu 60% solide, în interiorul acestora proporția fiind de 70% solide, ceea ce reprezenta o densitate medie de 1,87.

Densitățile originale ale corpurilor de măcinare sînt : 3 ; 7,8 și 13,1, iar valorile corectate ținîndu-se seama de densitatea tulburelii sînt 1,13 ; 5,93 și 11,23. Dacă moara cu bile de oțel realizează o capacitate relativă de 10 t/h (punctul *B*), cea cu bile din carbură de wolfram va realiza o

Tabela 2

Încercarea	1			2			3			4			5				
Tipul morii	cu bare			cu bare			cu bare			cu bare			cu bare		cu bile		
Turația morii, în % din turația critică	48			72			96			130			130		200		
Încărcătura, în %	22,5			22,5			22,5			22,5			20		14		
Alimentare, în kg/h	2030			2980			3920			5050			2000		*		
Motor kW-rot/min	11—1450			11—1450			11—1450			25—2940			11—1450		25—2940		
Energie, în kWh/t	2,74			2,83			2,97			3,15			6,3		0,15 **		
Analiza granulometrică, în % de trecere	Alim.	Prod.	Dif.	Alim.	Prod.	Dif.	Alim.	Prod.	Dif.	Alim.	Prod.	Dif.	Alim.	Prod.	Alim.	Prod.	Supra-scurgere
6 och/țol	33	99	66	41	99	58	38	97	59	42	99	57	34	100	100		
8 „ „	29	98	69	35	93	58	33	92	59	37	96	59	30	99	100		
10 „ „	25	94	69	31	88	57	28	84	56	32	90	58	25	98	99		
14 „ „	22	85	63	27	77	50	24	72	48	28	81	53	21	94	97		
20 „ „	19	73	54	23	66	43	22	62	40	24	70	46	18	88	92		
28 „ „	16	62	46	19	56	37	17	53	36	21	60	39	15	78	85		
35 „ „	13	52	39	16	48	32	14	45	31	18	52	34	13	68	74	93	100
48 „ „	11	42	31	13	39	26	12	37	25	15	44	29	10	56	56	81	99
65 „ „	8	34	26	10	32	22	9	31	22	12	36	24	8	45	33	61	96
100 „ „	6	26	20	8	25	17	7	24	17	9	29	20	6	34	14	38	82
150 „ „	5	21	16	6	20	14	5	19	14	7	24	17	4	26	6	27	65
200 „ „	4	8	14	4	17	13	4	16	12	6	20	14	4	19	4	19	52

* Nisipuri de la clasor, inclusiv sarcina de recirculare.
** Inclusă în alimentarea primei trepte de 2000 kg/h.

capacitate de circa 19 t/h (punctul *C*), iar cea cu blocuri de minereu numai 1,9 t/h (punctul *A*).

Dacă se înlocuiesc apoi morile cu evacuare axială prin mori cu cameră de evacuare, efectul densității tulburelii este practic eliminat. Se poate presupune că în acest caz în moară nu mai rămîne decît foarte puțină tulbureală, al cărei efect este neglijabil,

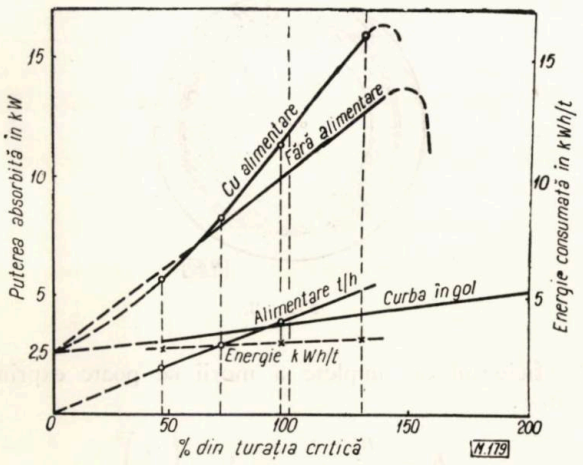


Fig. 5.

și în aceste condiții, capacitățile realizate de cele trei mori pot atinge valori direct proporționale cu densitatea încărcăturilor, adică 5,06 t/h (punctul *D*), 13,2 t/h (punctul *E*) și 22,1 t/h (punctul *F*).

Rezultă că pentru a realiza o capacitate ridicată prin măcinare autogenă, moara trebuie să fie de tipul cu cameră de evacuare. Cu cît densitatea încărcăturii crește, cu atît diferența relativă de capacitate între o moară cu evacuare axială și o moară cu cameră de evacuare este mai redusă, cu toate că diferențele absolute ale tonajelor măcinate rămîn constante.

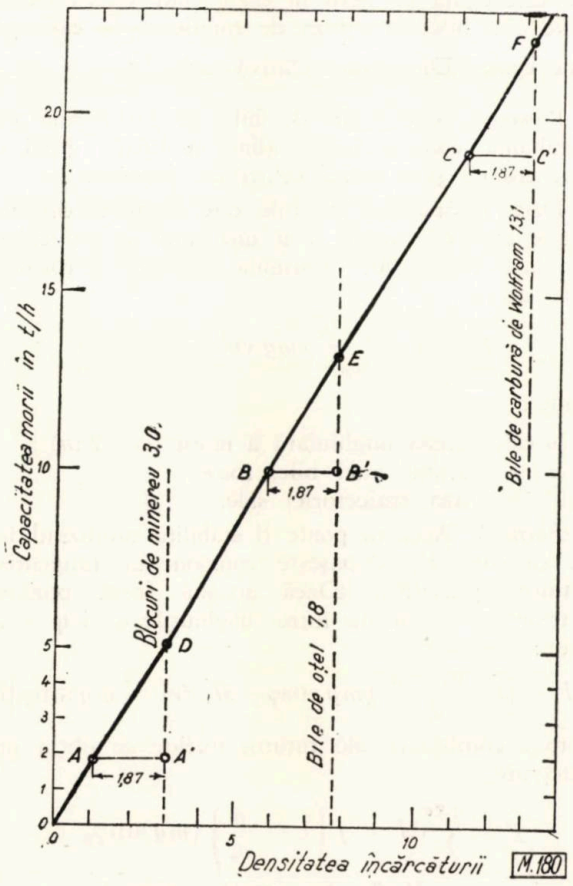


Fig. 6.

Aspectul teoretic al problemei

Presupunind că orice punct de pe căptuşeala morii are o viteză periferică superioară vitezei periferice a unei bile situate pe această căptuşeală, forţele tangenţiale care intervin sînt :

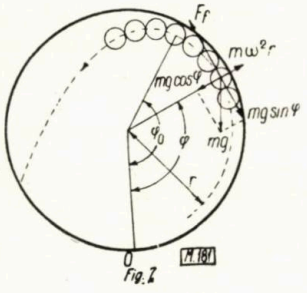


Fig. 7.

1) o forţă întîrzietoare datorită greutăţii bilei ;

2) o forţă acceleratoare datorită frecării bilei pe căptuşeală ;

3) o forţă acceleratoare de împingere datorită bilelor ce urmează ;

4) o forţă întîrzietoare datorită bilelor precedente.

Pentru ca o bilă să se poată deplasa în sensul de rotaţie a morii, suma forţelor *2* şi *3* trebuie să fie mai mare decît suma forţelor *1* şi *4*.

Forţa 1. Dacă m este masa bilei şi dacă φ este unghiul dintre punctul cel mai de jos al traiectoriei sale şi punctul considerat (fig. 7), componenta tangenţială a greutăţii bilei este : $mg \cdot \sin\varphi$.

Forţa 2. Această forţă notată F_f este proporţională cu coeficientul de frecare şi cu presiunea exercitată radial de bilă pe căptuşeală. Se consideră numai forţele tangenţiale, iar valoarea forţei F_f este egală cu zero în cazul cînd viteza de rotaţie n a bilei şi viteza de rotaţie n_0 a căptuşelii sînt egale. Diferenţa relativă este : $\frac{n_0 - n}{n_0}$.

Presiunea exercitată de bilă pe căptuşeală este rezultanta componentei radiale a forţei gravităţii ($mg \cos\varphi$) şi a forţei centrifuge ($m\omega^2 r$).

Dacă încărcătura de bile este formată din mai multe straturi, masa m a unei bile se înlocuieşte cu masa totală M. Formula generală a forţei F_f este deci :

$$F_f = f \cdot \frac{n_0 - n}{n_0} (mg \cos\varphi + M\omega^2 r)$$

unde :

ω este viteza unghiulară a morii ($\omega = 2\pi n$) ;
n — turaţia unei bile, rot/s ;
r — raza traiectoriei sale.

Forţa 3. Aceasta poate fi stabilită analizînd forţa cu care F_f depăşeşte componenta tangenţială datorită gravităţii. Dacă această forţă pozitivă, într-un sector cuprins între unghiurile φ şi $\varphi + d\varphi$ este :

$$dF = \left(f \cdot \frac{n_0 - n}{n_0} (mg \cos\varphi + M\omega^2 r) - mg \sin\varphi \right) d\varphi$$

forţele combinate ale tuturor bilelor se obţin prin integrare :

$$F = \int_0^{\varphi_0} dF = f \left(1 - \frac{n}{n_0} \right) (mg \sin\varphi_0 + M\omega^2 r\varphi_0) - mg (1 - \cos\varphi_0)$$

Punctul 0 este ales la partea inferioară a traiectoriei bilei, iar φ_0 corespunde punctului unde bila părăseşte căptuşeala morii.

Dacă $\varphi_0 \leqslant 180°$, bila se va desprinde de căptuşeală cînd $n = n_c$ (turaţia critică), acţiunea forţei încetînd. Viteza bilei scade, n devine mai mic decît n_c şi bila cade înainte ca în traiectoria sa să fi parcurs un unghi $\varphi \leqslant 180°$.

Forţa 4. După căderea bilei efectul acestei forţe încetează, deoarece toate bilele care preced bila considerată au căzut înaintea acesteia. Deci forţa *4* nu intră în acţiune.

Punînd condiţiile :

$$F = 0$$

$$\omega^2 = \omega_c^2 = \frac{g}{r} \text{ sau } n = n_c = \frac{\omega_c}{2\pi}$$

ecuaţia care rezultă este rezolvată pentru :

$$\frac{n_0}{n_c} = \frac{1}{1 - \frac{m}{M \cdot f} \cdot \frac{1 - \cos\varphi_0}{\varphi_0 + \frac{m}{M} \sin\varphi_0}} .$$

Înlocuind φ_0 cu valoarea sa maximă de 180° se obţine :

$$\frac{n_0}{n_c} = \frac{1}{1 - \frac{m}{M \cdot f} \cdot \frac{2}{\pi}} .$$

Pentru determinarea lui M, se consideră că în vecinătatea turaţiei critice repartizarea încărcăturii de bile este uniformă pe căptuşeala morii (fig. 8).

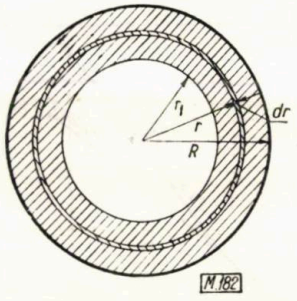


Fig. 8.

Coeficientul de umplere a morii se poate exprima prin :

$$K = \frac{R^2 - r_i^2}{R^2} = 1 - \left(\frac{r_i}{R} \right)^2$$

Dacă densitatea încărcăturii este ρ, forţa centrifugă pe unitatea de lungime a morii care acţionează asupra unui element cilindric între razele r şi $r+dr$ este :

$$dF_c = 2\pi r \, dr \, \rho\omega^2 r$$

iar forţa centrifugă totală se obţine prin integrare :

$$F_c = \int_{r_i}^{R} dF_c = \frac{2\pi}{3} \varphi \omega^2 (R^3 - r_i^3)$$

Pe de altă parte masa pe unitatea de lungime a morii este :

$$M_a = \rho \pi \left(R^2 - r_i^2\right)$$

Introducînd valorile lui K şi M se obţine :

$$F_c = M_a \cdot \frac{2\omega^2}{3} \cdot \frac{1-(1-K)^{3/2}}{K} \cdot R$$

ecuaţie care este de forma generală a forţei centrifuge $M\omega^2 R$ dacă :

$$M = M_a \cdot \frac{2}{3} \cdot \frac{1-(1-K)^{3/2}}{K}$$

Presupunînd că $M_a = K \cdot M_{max}$, unde M_{max} reprezintă masa bilelor pe unitatea de lungime într-o moară complet plină, masa M se poate scrie :

$$M = \frac{2}{3} M_{max} \left[1 - (1-K)^{3/2}\right]$$

În fig. 9 se arată relaţia dintre K şi $1-(1-K)^{3/2}$ care este aproape o dreaptă pentru $K < 0{,}5$, adică în practica comună a măcinării.

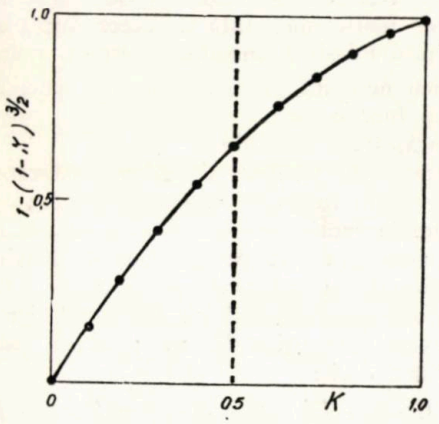


Fig. 9.

Deci :

$M \approx C_o K M_{max} = C M_a$, unde C este o constantă, sau :

$$\boxed{\frac{n_0}{n_c} = \frac{1}{1 - C_1 \cdot \frac{m}{M_a \cdot f}}}$$, unde C_1 este o constantă.

În fig. 10 este reprezentată grafic relaţia dintre $\frac{n_o}{n_c}$ şi $\frac{M_a \cdot j}{C_1 \cdot m}$, presupunînd că m şi f rămîn constante, iar în fig. 11 relaţia dintre $\frac{n_o}{n_c}$ şi încărcătura reală de bile în kilograme

n_o — turaţia morii ;
n_c — turaţia critică a stratului periferic de bile ;
M_a — masa încărcăturii ;
f — coeficientul de frecare dintre bile şi căptuşeală ;
m — masa unei bile.

Valabilitatea ecuaţiei de mai sus a fost verificată experimental pînă la turaţii de 2 000% din turaţia critică. Din această ecuaţie se deduce că turaţia unei mori poate creşte dacă :

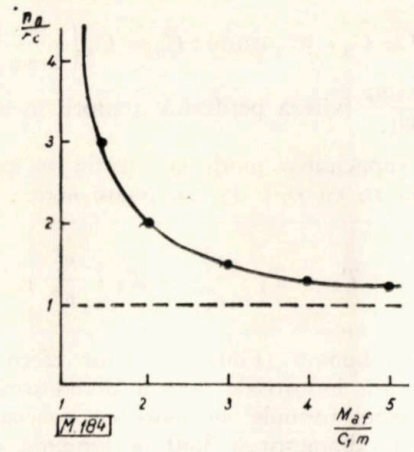


Fig. 10.

— se reduce masa totală M a încărcăturii de bile ;
— coeficientul de frecare f descreşte ;
— masa individuală m a bilelor creşte (depinde de forma şi de densitatea lor).

Coeficientul de frecare f descreşte dacă :
— suprafaţa căptuşelii este netedă ;
— corpurile de măcinare sînt rotunjite ;
— granulaţia produsului de alimentare descreşte ;
— densitatea tulburelii descreşte ;
— abrazivitatea produsului de măcinat scade.

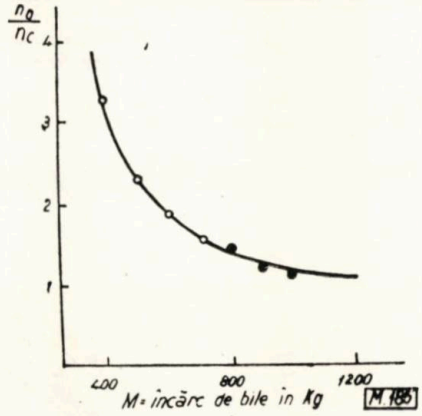


Fig. 11.

Capacitatea unei mori este proporţională cu turaţia sa, ceilalţi parametri rămînînd constanţi. Ecuaţia generală este de forma :

$$T = C_1 \cdot n^m$$

unde :

C_1 este un factor în funcţie de caracteristicile minereului, tipul morii şi unităţile în care sînt exprimaţi factorii variabili T şi n ;
n — turaţia morii ;
m — o valoare cuprinsă între 1 şi 1,5.

Această ecuație se poate scrie :

$$T = C_2 \cdot n_p^m, \text{ unde : } n_p = \frac{n}{n_c}\,\% \text{ și } C_2 = C_1 \cdot n_c^m$$

sau :

$$T = C_3 \cdot v^m, \text{ unde : } C_3 = C_2 \left(\frac{60}{2\,\pi\,r}\right)^m$$

$v = \dfrac{2\,\pi\,r\,n_p}{60}$ (viteza periferică a morii în m/s).

Dacă capacitatea morii la turația n_1 este T_1 și la turația n_2 ea este T_2, se poate scrie :

$$\boxed{T_2 = T_1 \cdot \frac{n_2^m}{n_1^m} = T_1 \cdot \frac{v_2^m}{v_1^m}}$$

La Outokumpu (Finlanda) s-au efectuat încercări la scară industrială pentru demonstrarea exactității acestei formule, în mori cu evacuare axială de 2,70 m diametru și 3,60 m lungime, cu căptușeli netede și măcinare autogenă, la turații cuprinse între 57,6 și 104% din turația critică. S-a putut stabili că pentru o valoare a exponentului m egală cu 1,4, capacitatea morilor crește cu turația. Aceasta nu a putut însă depăși 129% din turația critică, din cauza ciocului de alimentare care atingea viteze de rotație prea ridicate.

În 1958 s-au efectuat noi încercări cu o moară de 2 200×2 200 mm, la turații de 75, 136 și 200% din turația critică, capacitățile realizate confirmînd prevederile teoretice. Rezultatele obținute la Outokumpu sînt redate grafic în fig. 12, din care se

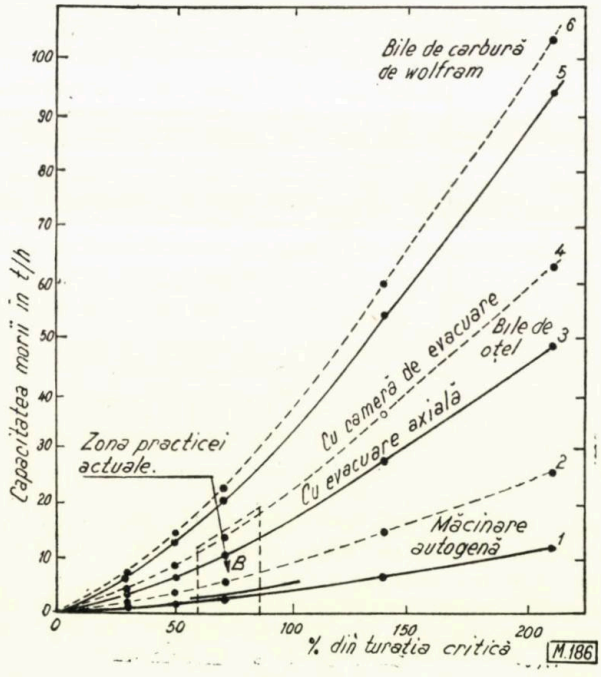


Fig. 12.

poate vedea cît de întins este domeniul de folosire a morilor și cît de restrînsă este zona practicii actuale de măcinare. Se vede, de exemplu, că o moară cu evacuare axială, cu încărcătură de bile din carbură de wolfram, rotindu-se la 80% din turația critică, realizează același debit ca o moară cu cameră de evacuare de aceleași dimensiuni, rotindu-se la 70% din turația critică. La morile cu bile de oțel, turațiile pentru realizarea aceleiași capacități cu cele două tipuri de moară variază între 85 și 93% din turația critică, iar la măcinarea autogenă vitezele de rotație variază între 140 și 190% din turația critică.

În cazul bilelor din carbură de wolfram, avantajul obținut prin dispozitivul cu cameră de evacuare poate fi compensat printr-o ușoară creștere a turației. Chiar în cazul bilelor de oțel, o ușoară creștere a turației ar putea fi mai economică decît cheltuielile suplimentare pentru instalarea și folosirea unei mori cu cameră de evacuare. Cu cît densitatea corpurilor de măcinare este mai redusă, cu atît dispozitivul cu cameră de evacuare este mai avantajos în ceea ce privește creșterea capacității.

Din cele expuse, reiese că mărind turația morii, capacitatea poate fi crescută în proporții considerabile. Limita pînă la care se poate merge nu este cunoscută în prezent. Ceea ce se poate afirma este că întreaga capacitate realizată de morile în funcțiune este foarte mică față de aceea care s-ar putea obține prin folosirea morilor la turații supracritice.

Puterea necesară pentru acționarea unei mori cu bile este funcție de :

— încărcătura de bile :

— brațul de pîrghie al acestei încărcături față de axul morii, respectiv diametrul morii ;

— turația morii.

Încărcătura de bile pe unitatea de lungime este proporțională cu pătratul diametrului, brațul de pîrghie este proporțional cu diametrul, iar turația este invers proporțională cu rădăcina pătrată a diametrului, deci :

$$P = C \cdot n_p \cdot D^2 \cdot D \cdot D^{-0,5} = C \cdot n_p \cdot D^{2,5}$$

Puterea calculată cu această formulă este numai aproximativă deoarece nu ține seama de pierderile mecanice prin frecare, în lagăre și angrenaje.

În laboratorul de la Otaniemi s-a stabilit că puterea necesară pentru acționarea morii goale este de aproximativ 30% din puterea necesară pentru acționarea morii încărcate cu 50% din volumul său util, la o turație de 70% din turația critică. Dacă se majorează turația pînă la 210% din turația critică, puterea absorbită în gol este de 1,6 ori mai mare decît la 70% din turația critică. Exemplul următor ilustrează importanța puterii absorbite în gol, asupura consumului de energie necesară măcinării.

Trei mori identice cu evacuare axială absorb fiecare 30 kW pentru funcționarea în gol, la 70% din turația critică (tab. 3). Una dintre ele, după ce a fost încărcată cu bile de oțel, absoarbe o putere de 100 kW. Diferența de 70 kW reprezintă puterea necesară pentru rostogolirea încărcăturii de bile. În altă moară din cele trei, încărcătura era formată din blocuri de minereu cu densitatea 3. Dacă densitatea tulburelii este de 1,87, puterea necesară pentru rostogolirea încărcăturii de blocuri

Tabela 3

Specificare	Măcinare autogenă	Bile de oțel	Bile din carbură de wolfram
Putere în gol, fără bile	30 kW	30 kW	30 kW
Putere necesară pt. rostogolirea încărcăturii	13,3 kW	70 kW	133 kW
Putere totală	43,3 kW	100 kW	163 kW
Capacitate	1,9 t/h	10 t/h	19 t/h
Consum de energie	22,7 kWh/t	10 kWh/t	8,6 kWh/t

de minereu va scădea proporțional cu raportul densităților efective, ținîndu-se seama și de influența tulburelii, adică în raportul $\frac{1,13}{5,93}$, necesitînd o putere de 13,3 kW. De asemenea, puterea necesară pentru a produce rostogolirea încărcăturii de bile din carbură de wolfram, în cea de a treia moară, va crește în raportul $\frac{11,23}{5,93}$ sau la 133 kW. Ca o primă aproximație se poate considera că în cele trei mori capacitățile sînt proporționale cu rapoartele densităților efective ale încărcăturilor, iar consumurile de energie exprimate în kWh/t scad pe măsură ce crește densitatea încărcăturii (tab. 3).

Dacă se mărește turația morilor de trei ori, la 210% din turația critică, puterile necesare pentru rostogolirea încărcăturilor și capacitățile respective vor crește de 4,6 ori ($n_p^m = 3^{1,4}$) față de primul caz (tab. 4).

Tabela 4

Specificarea	Măcinarea autogenă	Bile de oțel	Bile de carbură de wolfram
Putere în gol, fără bile	48 kW	48 kW	48 kW
Puterea necesară pt. rostogolirea încărcături	61 kW	322 kW	610 kW
Putere totală	109 kW	370 kW	658 kW
Capacitate	8,7 t/h	46 t/h	87 t/h
Consum de energie	12,5 kWh/t	8,1 kWh/t	7,55 kWh/t

Reiese deci că crescînd turația, partea din puterea totală necesară pentru rotația în gol descrește și în consecință consumul specific de energie scade.

Cele de mai sus sînt ilustrate grafic în fig. 13. În zona turațiilor foarte reduse, puterea absorbită împărțită la capacitățile foarte scăzute realizate, conduce la consumuri specifice de energie foarte ridicate care nu prezintă interes din punct de vedere practic. Dacă s-ar putea reduce la zero puterea necesară rotației în gol, curba ideală („turație-energie") ar fi o linie orizontală. Consumul specific de energie ar depinde de caracteristicile minereului și de rezultatul urmărit al măcinării, dar ar fi independent de tipul morii (cu evacuare axială sau cu cameră de evacuare), de densitatea încărcăturii și de turație. Ținîndu-se seama și de randamentul mecanic al instalației, se poate afirma că pe măsură ce acesta crește — ceea ce este valabil pentru morile de dimensiuni mai mari — curbele au tendința să se apropie între ele, iar consumul specific de energie să scadă cu creșterea dimensiunilor morii.

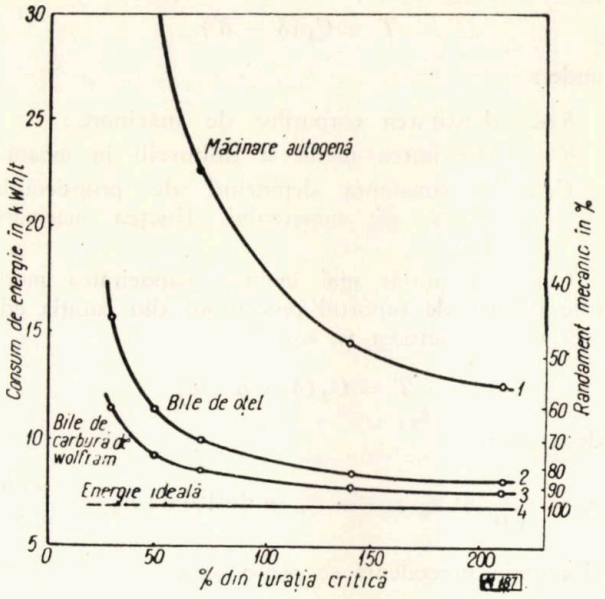


Fig. 13.

În ceea ce privește capacitatea unei mori în funcție de diametru și de viteza periferică, teoretic aceasta este :

$$T = f(D^2 \cdot v^m)$$

deoarece :

$$v = 2\pi rn \text{ și } n_c = \frac{n}{n_p} = \frac{C}{\sqrt{D}}$$

ecuația precedentă se poate scrie :

$$\boxed{T = C \cdot n_p^m \cdot D^{2+\frac{m}{2}}}$$

reprezentînd ecuația de bază care leagă capacitatea unei mori de diametrul său și de raportul procentual din turația critică.

În cazul $m = 1 : T = C \cdot n_p \cdot D^{2,5}$

În cazul $m = 1,5 : T = C \cdot n_p^{1,5} \cdot D^{2,75}$

Consumul specific de energie se obține împărțind puterea absorbită la tonajul măcinat, sau :

$$P_0 = \frac{P}{T} = \frac{C \cdot n_p \cdot D^{2,5}}{C \cdot n_p^m \cdot D^{2+\frac{m}{2}}} = C_1 \cdot n_p^{1-m} \cdot D^{\frac{1-m}{2}}.$$

Din această ecuație reiese că pentru $m = 1$, consumul specific de energie este independent de dimensiunile și turația morii. Dacă $m > 1$ consumul specific de energie P_0 scade pe măsură ce raportul procentual din turația critică n_p și diametrul D cresc. Pentru $m = 1,5$, P_0 descrește în proporția $\frac{1}{\sqrt{n_p}}$, dacă diametrul rămîne constant, și în

proporția $\frac{1}{\sqrt[4]{D}}$, dacă raportul procentual din turația critică rămîne constant.

Capacitatea unei mori de 1 m diametru interior și 1 m lungime se poate exprima prin :

$$T = C_1 (\delta - \delta')$$

unde :

δ este densitatea corpurilor de măcinare ;
δ' — densitatea medie a tulburelii în moară ;
C_1 — o constantă depinzînd de proprietățile fizice ale minereului, finețea măcinării etc.

Cum s-a arătat mai înainte, capacitatea morii este funcție de raportul procentual din turația critică n_p la puterea m, sau :

$$T = C_2 (\delta - \delta') n_p^m$$

deoarece :

$$n_c = \frac{42{,}3}{\sqrt{D}} \text{ și } n_p = \frac{n}{n_c} \% \text{ se deduce : } n_p = \frac{n\sqrt{D}}{0{,}423}$$

și ecuația precedentă se poate scrie :

$$T = C_3 (\delta - \delta') n^m \cdot D^{\frac{m}{2}}$$

Pentru o moară cu diametrul D și lungimea L, ecuația precedentă devine :

$$T = C_4 (\delta - \delta') n^m D^{\frac{m}{2}} \cdot D^2 \cdot L =$$

$$= C_4 (\delta - \delta') n^m \cdot D^{2+\frac{m}{2}} \cdot L$$

care este ecuația de bază a capacității unei mori.

Pentru $m = 1{,}4$ ecuația devine :

$$T = C_4 (\delta - \delta') n^{1,4} \cdot D^{2,7} \cdot L.$$

Ca o primă aproximație se poate considera că puterea necesară pentru măcinare este egală cu suma puterii pentru mersul în gol și a puterii pentru rostogolirea încărcăturii. Puterea în gol crește cu greutatea morii, respectiv cu dimensiunile sale și cu viteza sa de rotație. Dacă moara de dimensiuni unitare absoarbe în gol o putere P_0, puterea absorbită de o moară avînd o greutate diferită va fi :

$$kP_0 \cdot \frac{W}{W_0}$$

unde :

k este o constantă ;
W — greutatea morii ;
W_0 — greutatea morii unitare.

Factorul k exprimă relația dintre puterea în gol și greutatea morii rotindu-se la turație constantă. Nu se știe dacă această relație este liniară sau exponențială. Pentru turații destul de reduse (pînă la 200% din turația critică) se poate presupune că puterea în gol crește liniar cu turația. La turația n puterea în gol se poate exprima prin :

$$P_g = kP_0 \frac{W}{W_0} + qn$$

unde q este o constantă.

Puterea necesară pentru rostogolirea încărcăturii este proporțională cu forțele dezvoltate în moară. Deoarece, conform legii lui Rittinger, capacitatea morii este proporțională aceleași forțe, puterea necesară pentru rostogolirea încărcăturii este :

$$P_r = C_5 (\delta - \delta') n^m \cdot D^{2+\frac{m}{2}} \cdot L$$

iar puterea totală este :

$$P_t = P_g + P_r = kP_0 \cdot \frac{W}{W_0} + qn +$$

$$+ C_5 (\delta - \delta') n^m \cdot D^{2+\frac{m}{2}} \cdot L$$

Energia specifică (energia consumată de moară pe unitatea de greutate a minereului măcinat) se exprimă prin :

$$E = \frac{kP_0 \cdot \frac{W}{W_0} + qn + C_5 (\delta - \delta') n^m \cdot D^{2+\frac{m}{2}} \cdot L}{C_4 (\delta - \delta') n^m \cdot D^{2+\frac{m}{2}} \cdot L}$$

sau :

$$\boxed{E = \frac{kP_0 \cdot \frac{W}{W_0} + qn}{C_4 (\delta - \delta') n^m \cdot D^{2+\frac{m}{2}} \cdot L} + C_6}$$

Se observă că energia specifică consumată exprimată în kWh/t descrește dacă :
— scade puterea absorbită în gol ;
— crește densitatea încărcăturii ;
— scade densitatea tulburelii ;
— crește turația morii ;
— crește diametrul morii ;
— crește lungimea morii ;
— scade greutatea relativă a morii.

★

Se pune întrebarea care este uzura de oțel în regimul de funcționare a morilor la turații supracritice.

După cum se știe, consumul cel mai mare de oțel îl reprezintă consumul de bile și din punct de vedere economic ar fi foarte avantajoasă înlocuirea bilelor de oțel, care sînt scumpe, cu blocuri de minereu care nu costă nimic, adică adoptarea măcinării autogene, în care caz consumul de oțel se reduce numai la uzura căptușelii morii. Reducerea capacității morii care rezultă prin aceasta poate fi parțial sau chiar integral compensată prin creșterea turației morii, așa cum s-a arătat. În afară de aspectul economic, bilele de oțel pot fi cauza unor serioase greutăți în prepararea minereurilor din cauza contaminării cu fier a tulburelii.

Dacă minereul este puțin abraziv, căptușelile netede de oțel vor da satisfacție.

În cazul cînd uzura căptușelii ar pune probleme mai grele, urmează să se găsească soluția de compromis între costul uzurii căptușelii, turația și tipul constructiv al morii (cu evacuare axială sau cu cameră de evacuare). Morile cu cameră de evacuare realizează capacități mai mari la aceeași turație.

La turații supracritice, este posibil de realizat chiar și căptușeli autogene cu ajutorul unei părți din blocurile de minereu ale încărcăturii, cu condiția ca cilindrul morii să fie prevăzut cu bare opritoare care să împiedice alunecarea parțială (unul sau două straturi) a încărcăturii, de asemenea autogenă. Zona de măcinare prin frecare se poate localiza între stratul periferic al încărcăturii care se rotește la aceeași turație cu moara și straturile interioare.

Problema căptușelilor de moară și a bilelor poate fi rezolvată prin îmbunătățirea calității oțelurilor sau a aliajelor dure. În instalațiile unde consumul de oțel este ridicat, aplicarea măcinării autogene constituie o soluție desigur economică. Experiența pe scară industrială de la Outokumpu o dovedește din plin.

Adesea moara constituie punctul de strangulare a instalațiilor de prepararea minereurilor. După cum s-a arătat, capacitatea oricărei mori poate fi mărită, crescîndu-i turația. Chiar dacă în unele cazuri costul măcinării ar crește puțin, datorită creșterii consumului de energie, această soluție poate fi totuși avantajoasă din punct de vedere economic, căci prin obținerea unei capacități de preparare sporite fără investiții suplimentare, prețul de cost poate fi redus, datorită scăderii cotei de amortizare pe unitatea de minereu preparat.

După cum este cunoscut, circuitul folosit în prezent pentru măcinarea umedă se compune dintr-o moară lucrînd în circuit închis cu un clasor. Refuzul clasorului este luat de greblele sau spirala acestuia, fiind reintrodus în moară. În unele instalații clasoarele mecanice sînt înlocuite prin hidrocicloane.

Funcționarea morilor la turații supracritice implică unele modificări în circuitul de măcinare și anume :

— suprimarea ciocului de alimentare a morii ;

— alimentarea morii cu minereu sfărîmat sau cu refuz de la clasor, prin gravitate ;

— montarea clasorului la un nivel mai ridicat ;

— pomparea tulburelii de la ieșirea din moară pînă la clasor.

Se așteaptă ca funcționarea morilor la turații supracritice să se dezvolte din ce în ce mai mult în viitorul apropiat.

În R.P.R. această problemă nu a constituit o preocupare pînă în prezent. Se consideră ca imperios necesar să se întreprindă cercetări în domeniul funcționării morilor la turații supracritice și al aplicării măcinării autogene, mai întîi în fază pilot și apoi la scară industrială. Rezultatele ce s-ar putea obține prezintă un interes economic deosebit de important.

Creșterea capacității s-ar putea obține cu agregatele de măcinare existente, mărindu-se turația morilor de la circa 75% cît este în prezent, la circa 115% din turația critică, reducîndu-se concomitent încărcătura de bile.

Creșterea turației va conduce la sporirea de circa 1,67 ori a puterii absorbite pentru acționarea morilor, dar energia electrică consumată raportîndu-se la o cantitate mai mare de minereuri prelucrate, consumul specific de energie va scădea cu aproximativ 7,5%, aducînd o economie la costurile de producție de circa 0,35 lei/t.

Deoarece cu aceleași valori de investiții se poate realiza o capacitate de măcinare mai mare, cota de amortisment la tona de minereu, calculată numai asupra investițiilor privind agregatele de măcinare, va scădea cu circa 1,10 lei/t.

Sporirea capacității de măcinare cu folosirea agregatelor existente poate duce la o economie de fonduri de investiții pînă în anul 1965 de circa 52 mil. lei.

Cota de amortisment corespunzînd acestei valori de investiții, la nivelul producției anului 1965, este de aproximativ 0,65 lei/t care de asemenea se poate economisi.

Introducerea măcinării autogene ca modificare de sine stătătoare ar avea ca efecte economice :

— economie integrală de bile, acestea fiind înlocuite cu blocuri de minereu ;

— creșterea consumului de energie electrică necesară acționării morilor, ca urmare a trecerii la turații supracritice pentru compensarea reducerii capacității de măcinare ;

— creșterea cotelor de amortisment, corespunzînd valorii investițiilor necesare modificării morilor pentru funcționarea la turații supracritice.

Presupunînd că numai jumătate din cantitatea de minereuri prelucrate poate fi măcinată autogen, reducerea costurilor de producție ar fi de circa 8 mil. lei la nivelul anului 1962 și de circa 14 mil. lei la nivelul anului 1965. Pentru obținerea acestor reduceri, vor fi necesare investiții de aproximativ 6 mil. lei, ca urmare a trecerii funcționării morilor la turații supracritice.

Se poate presupune ca cele două măsuri : sporirea capacității de măcinare prin creșterea turației morilor și introducerea măcinării autogene, să fie aplicate concomitent și suprapus. În acest caz, creșterea turației va trebui să fie mult mai importantă,

pentru obținerea pe de o parte a unui spor a capacității de măcinare, iar pe de altă parte pentru compensarea reducerii acestei capacități prin introducerea măcinării autogene.

Efectele economice indicate mai sus nu sînt decît aproximative, fiind calculate în anumite ipoteze. Urmează ca un calcul economic mai precis să fie făcut în baza parametrilor stabiliți prin încercări, în fază pilot și la scară industrială.

Măsurile preconizate mai sus se încadrează întru totul în Hotărîrea C.C. al P.M.R. și a Consiliului de Miniștri cu privire la ridicarea nivelului tehnic al producției și conduce la creșterea eficienței investițiilor și la reducerea prețului de cost, conform Directivelor celui de la III-lea Congres al P.M.R.

Bibliografie

[1] Hukki R. T. (Finlanda): *Măcinarea la turații supracritice în mori cu bare sau cu bile.* Comunicare făcută la Congresul internațional de prepararea minereurilor, Stockholm, septembrie 1957.

[2] Quesnel G.: *Folosirea morilor cu bare sau cu bile la turații supracritice.* Revue de L'Industrie Minérale, nr. 9, septembrie 1960.

Căi de introducere a tehnicii noi la prepararea minereurilor

Cercetări privind introducerea hidrocicloanelor ca aparate de clasare în circuitele de măcinare din instalația de preparare de la Săsar

Ing. MARIUS CRISTOVICI și ing. ALEX. NISTORESCU
ICEMIN

Cercetările executate în ultima vreme cu scopul stabilirii posibilităților de valorificare a diferitelor tipuri de minereuri din zăcăminte (Burloaia, Leșul Ursului, Muncelul Mic etc.), precum și încercările efectuate în vederea măririi extracției în metale utile la unele uzine de preparare în funcțiune (instalația Săsar-Baia-Mare), au scos în evidență necesitatea măririi fineței de măcinare pînă la 90—95% sub 0,075 mm.

Pentru realizarea acestei finețe de măcinare, în instalațiile de preparare de la noi din țară se aplică în prezent schema clasică: moară-clasor mecanic (cu greble, spiral sau cu cuvă); această schemă prezintă o serie întreagă de inconveniente, printre care: supramăcinarea minereurilor, diluție mare la flotație, care determină consum ridicat de reactivi și volum mare de flotație etc.

În schimb, în străinătate, în domeniul măcinării fine, s-au făcut în ultima vreme mari progrese, realizîndu-se măcinări foarte înaintate cu eficacitate mare de clasare, la o diluție convenabilă procesului de flotație.

Acest pas înainte în tehnica preparării minereurilor s-a putut realiza prin introducerea hidrocicloanelor ca aparate de clasare în circuitele de măcinare ale instalațiilor de preparare.

Într-adevăr, hidrociclonul lucrînd ca aparat de clasare aplică în locul accelerației gravitaționale accelerația centrifugală, amplificînd astfel mult efectul de separare. Datorită acestui fapt se obțin o serie de avantaje deosebit de prețioase, atît pentru operația de clasare în sine, cît și pentru operațiile următoare. Aceste avantaje sînt:

— Eficacitatea separării mult mărită, putîndu-se realiza o clasare foarte bună pînă la 50 microni și chiar pînă la 10—20 microni.

— Randament mare de clasare, putîndu-se ajunge pînă aproape de 100% prin cuplarea succesivă a mai multor hidrocicloane.

— Posibilitatea de a lucra cu concentrații de substanță solidă mult mai mari decît în cazul aparatelor de clasare statice (s-a putut realiza o clasare bună la 100 microni, lucrîndu-se cu o tulbureală cu un conținut de substanță solidă de 1 000—1 100 g/litru de tulbureală).

— Capacitate mare de prelucrare și prin aceasta economie de spațiu și timp.

— Cînd se folosesc în circuit închis cu mori cu bile, hidrocicloanele prezintă față de clasoarele mecanice marele avantaj de a micșora mult sarcina circulatorie, ceea ce aduce o economie esențială de energie necesară măcinării, sau o creștere corespunzătoare a capacității morilor.

— Cheltuieli de investiție mai mici pe tona de minereu prelucrată.

Succesele obținute în străinătate în legătură cu folosirea hidrocicloanelor ca aparate de clasare în circuitele de măcinare, precum și tendința de a introduce în instalațiile noastre tehnica cea mai înaintată, au făcut ca studierea și mai ales aplicarea hidrocicloanelor în fluxul uzinelor de preparare să devină și în țara noastră o realitate.

Actualmente, în instalaţia de preparare a întreprinderii miniere „Petre Gheorghe"-Săsar de la Baia-Mare, pentru realizarea fineţei de măcinare de 90% sub 0,075 mm dictată de tehnologia uzinei, circuitele de măcinare sînt obligate să lucreze cu diluţie mare în revărsarea clasoarelor, diluţie care atinge valori de cca. 7/1 lichid/solid. Această diluţie mare este nefavorabilă procesului de flotaţie, conducînd la consumuri mari de reactivi şi la scurtarea timpului de flotaţie care se poate realiza.

Pentru remedierea acestei situaţii s-a preconizat experimentarea hidrocicloanelor ca aparate de clasare în circuitele de măcinare, în scopul realizării fineţei de măcinare prescrise, la o diluţie favorabilă flotaţiei, şi anume cca. 4/1 lichid/solid.

Date asupra funcţionării circuitelor de măcinare-clasare din uzina Săsar

În uzina de preparare de la Săsar se aplică două scheme de măcinare: măcinare într-o singură treaptă şi măcinare în două trepte.

Măcinarea într-o singură treaptă (fig. 1) se realizează în mori cu bile 1 800×2 500 mm şi 2 400 ×2 500 mm) funcţionînd în circuit închis cu clasoare mecanice cu greble. Deoarece însă minereul trebuie supus unei măcinări foarte avansate (90% sub 0,075 mm), aceste mori funcţionează la o capacitate mai mică decît cea nominală, şi anume : cca. 100 t/24 ore, morile de 1 800×2 500 mm şi cca. 215 t/24 ore, morile de 2 400 × 2 500 mm.

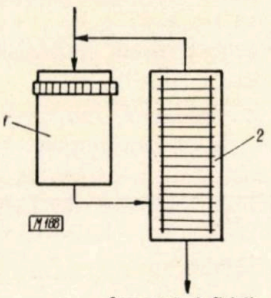


Fig. 1. Măcinarea într-o singură treaptă :
1 — moară cu bile ;
2 — clasor mecanic.

Măcinarea în două trepte (fig. 2) se realizează astfel : în prima treaptă funcţionează două mori (1 800×2 000 mm şi 2 400×2 000 mm), lucrînd în circuit închis cu clasoare cu greblă, iar în treapta a doua măcinarea se efectuează într-o moară de 1 800×2 000 mm, lucrînd în circuit închis cu un clasor cu cuvă.

Pentru a se putea realiza fineţea de măcinare impusă de tehnologia uzinei (90% sub 0,075 mm), circuitele de măcinare sînt obligate să lucreze cu diluţie mare în revărsarea clasoarelor : cca. 7/1 raport lichid/solid.

Studierea funcţionării circuitelor de măcinare-clasare a fost făcută în perioada 25 octombrie — 25 decembrie 1960, prin probe colectate din punctele caracteristice ale acestor circuite.

Rezultatele obţinute la aceste determinări sînt redate în tabela 1.

Experimentarea hidrocicloanelor ca aparate de clasare în uzina Săsar

În uzina de preparare de la Săsar, aplicîndu-se două scheme de măcinare : măcinarea într-o singură treaptă şi măcinarea în două trepte, a fost necesar a se executa încercări de clasare prin hidrociclonare în ambele ipoteze de lucru.

În acest scop, la circuitul care lucrează într-o singură treaptă de măcinare, moară-clasor mecanic, hidrociclonul a fost experimentat ca un al doilea aparat de clasare, clasarea de control pentru corectarea clasării efectuate de clasorul mecanic (fig. 3).

Pentru circuitul care lucrează cu morile dispuse în serie (măcinarea în două trepte), hidrociclonul a fost experimentat ca aparat de clasare în treapta a doua de măcinare, înlocuind clasorul cu cuvă (fig. 4).

Aprecierea rezultatelor obţinute la încercările de clasare prin hidrociclonare, executate în instalaţia de preparare de la Săsar, s-a făcut pe baza :

a) determinărilor directe făcute în uzină în timpul încercărilor ;

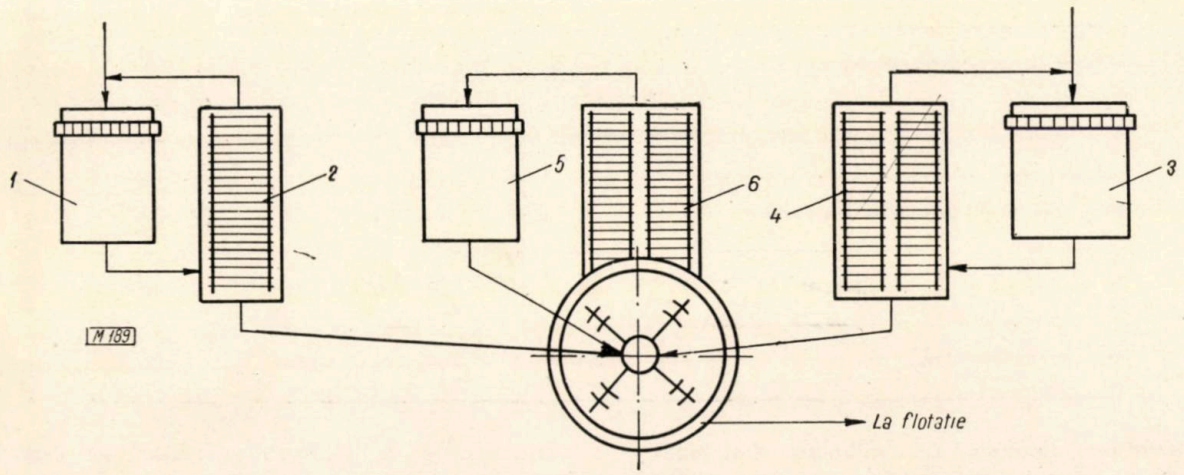


Fig. 2. Măcinarea în două trepte :
1 — moară cu bile 1800×2000 mm ; *2* — clasor mecanic cu greblă ; *3* — moară cu bile 2400×2000 mm ; *4* — clasor mecanic cu greble ; *5* — moară cu bile 1800×2000 mm ; *6* — clasor cu cuvă.

b) analizei granulometrice a produselor obținute la încercări și a materialului de alimentare ;

c) indicilor deduși prin calcul.

Determinările directe făcute în uzină au constat în :

— măsurarea tonajului de minereu brut din alimentarea morilor ;

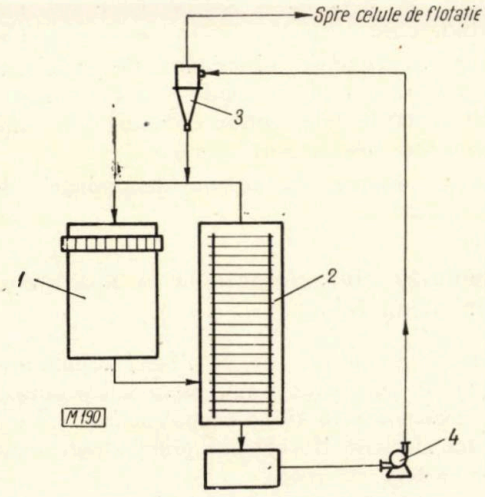


Fig. 3. Schema hidrociclonului folosit ca aparat de control al clasării

1 — moară cu bile ; *2* — clasor cu greblă ; *3* — pompă cu tulbureală ; *4* — hidrociclon.

— măsurarea greutăților specifice ale tulburelii din alimentarea, suprascurgerea și refuzul hidrociclonului, pentru controlul diluției ;

— măsurarea debitelor de tulbureală din suprascurgerea și refuzul hidrociclonului, pentru controlul cantităților de material ce intervin în produsele separate prin hidrociclonare.

Pentru determinarea analizelor granulometrice s-au luat probe din alimentarea, suprascurgerea și refuzul hidrociclonului.

Pe baza determinărilor directe făcute în uzină și a analizelor granulometrice s-au calculat indicii obținuți la încercările de clasare.

1. *Încercări de folosire a hidrociclonului ca aparat de control al clasării*

Experimentarea hidrociclonului ca aparat de clasare, de control, la măcinarea într-o singură treaptă, a urmărit clasarea la finețea impusă de tehnologia de prelucrare a uzinei (cca. 90% sub 0,075 mm), la o diluție care să nu depășească valoarea maximă admisă pentru flotație (4-4,5/1 lichid/solid).

Schema de lucru aplicată la încercările de folosire a hidrociclonului ca aparat de control al clasării este prezentată în fig. 3.

Tulbureala din revărsarea clasorului mecanic a fost pompată în hidrociclon pentru reclasare, produsul îngroșat — refuzul clasării în hidrociclon — fiind reintrodus în moară pentru remăcinare, iar suprascurgerea hidrociclonului, constituind produsul clasat, a fost trimisă la flotație.

La încercările de clasare de control au fost experimentate două hidrocicloane cu următoarele caracteristici (tabela 2).

Dimensiunile ajutajelor de alimentare, ale tuburilor de suprascurgere (vortex) și duzelor (apex) folosite la încercări, în comparație cu dimensiunile optime, indicate de literatura de specialitate, pentru cele două hidrocicloane folosite, sînt prezentate în tabela 3.

Tabela 1

Specificație	Măcinare într-o singură treaptă		Măcinare în două trepte	
			Treapta 1	Treapta a 2-a
Dimensiunile morilor, mm	1800×2500	2400×2500	1800×2000 2400×2000	1800×2000
Capacitatea de prelucrare, t/24 ore	100	215	340	340
Diluție în revărsarea clasoarelor l/s.	6/1—8/1	6/1—8/1	4/1	7/1
% — 0,075 mm în revărsarea clasoarelor	80—85	80	70—75	90
% — 0,075 mm în refuzul clasoarelor	10	10	9	30
% — 0,075 mm în evacuarea morii	30	32	27	40
Sarcina de circulație, %	260	220	250	500

Încercările de hidrociclonare au fost executate la diferite capacități de prelucrare a circuitului de măcinare, în scopul stabilirii prelucrării maxime, la finețea prescrisă de actuala tehnologie a uzinei.

Tabela 2

Diametrul părții cilindrice, mm	Înălțimea părții cilindrice, mm	Înălțimea părții conice, mm	Conicitate, grade
200	200	670	18
250	250	565	24

Condițiile de lucru și rezultatele obținute la cele mai interesante încercări sînt prezentate în tabela 4.

După cum reiese din datele prezentate în tabela 4, capacitatea de prelucrare maximă realizată la finețea de 90% sub 0,075 mm a fost 81 t/zi, majorarea prelucrării (93 t/zi) conducînd la obținerea unui produs clasat cu o finețe mai grobă (cca. 85% sub 0,075 mm).

În timpul funcționării hidrociclonului, refuzul clasorului mecanic a avut un conținut de grăunți fini de 7—8%, iar evacuarea morii a avut un conținut de cca. 25% grăunți fini ; debitul de minereu în refuzul clasorului a fost 11,6 t/oră.

Sarcina de circulație a circuitului de măcinare a fost 424%, sarcina de circulație pentru clasorul mecanic fiind 343%, iar pentru hidrociclon 81%.

Menționăm că pe baza determinărilor făcute s-a constatat că acest circuit de măcinare, lucrînd fără hidrociclon ca aparat de reclasare, nu a putut realiza finețea de 90% sub 0,075 mm, decît la o capacitate de prelucrare de cca. 75 t/zi și la o diluție în revărsarea clasorului de cca 8/1 lichid/solid.

Pe baza datelor expuse mai sus se poate trage

Tabela 3

Hidrociclon ∅ mm	Specificație	Ajutaj ∅, mm	Tub de suprascurgere ∅, mm	Duze ∅, mm	Raport ∅ duze. ∅ suprascurgere
200	Valori indicate de literatură	25	50	8—30	0,15—0,60
	Valori folosite la încercări	30	60	22—26	0,37—0,43
250	Valori indicate de literatură	30	60	9—36	0,15—0,60
	Valori folosite la încercări	30 32 35	60 60 60	22—26 24 24	0,37—0,43 0,40 0,40

Trebuie menționat că presiunea de refulare a tulburelii în hidrociclon a avut deosebită importanță în procesul de clasare. Astfel rezultatele obținute la clasare lucrîndu-se cu o pompă cu care s-a realizat o presiune de 0,6 at nu au mai fost atinse, cînd pentru aceleași condițiuni de lucru s-a folosit o pompă care nu a realizat decît o presiune de 0,3 at. Într-adevăr, în primul caz, pentru o prelucrare de 93 t/24 ore (încercarea nr. 6 din tabela 4), s-a obținut un produs clasat cu finețea de cca. 85% sub 0,075 mm, eficacitatea de clasare pentru grăunții grobi fiind de 81,3%, pe cînd în al doilea caz (încercarea nr. 7 din tabela 4) finețea produsului clasat a fost de numai 77% sub 0,075 mm, iar eficacitatea de clasare de numai 76,6%.

Condițiunile optime de lucru și rezultatele obținute în aceste condițiuni la încercările de clasare de control sînt prezentate în tabela 5.

La aceste încercări s-a obținut un produs final, clasat în suprascurgerea hidrociclonului, cu diluția 3,76/1 lichid-solid și cu un conținut de grăunți fini (— 0,075 mm) de 90,2%, extracția de grăunți fini în acest produs fiind 87,3%.

Produsul îngroșat (refuzul hidrociclonului) conține doar 16,7% grăunți fini, extracția de grăunți grobi în acest produs fiind 87,5%.

Tulbureala din revărsarea clasorului a avut o diluție de 2,3/1 lichid/solid, finețea materialului din această tulbureală fiind 57,6% sub 0,075 mm.

concluzia că, prin introducerea hidrociclonului ca aparat de clasare de control în circuitele de măcinare ale uzinei Săsar, s-a obținut în produsul final finețea de 90% sub 0,075 mm, impusă de tehnologia uzinei, la o diluție de cca. 4/1 lichid-solid.

Totodată determinările făcute au arătat că prin folosirea hidrociclonului, realizîndu-se o eficacitate mai mare ca la clasarea numai cu clasorul mecanic, se obține un spor de capacitate de prelucrare față de funcționarea circuitului de măcinare fără hidrociclon de aproape 10%.

2. *Încercări de folosire a hidrociclonului ca aparat de clasare în treapta a doua de măcinare*

Experimentarea hidrociclonului ca aparat de clasare în treapta a doua de măcinare a urmărit înlocuirea clasorului cu cuvă, actualmente în funcțiune, și realizarea unui produs final, clasat la finețea de 90% sub 0,075 mm, la o diluție care să nu depășească valoarea maximă admisă pentru flotație (4-4,5/1 lichid/solid).

Schema de lucru aplicată la încercările de folosire a hidrociclonului ca aparat de clasare la măcinarea secundară, în locul clasorului cu cuvă, este prezentată în fig. 4.

Tulbureala din revărsarea clasoarelor primei trepte de măcinare a fost preluată de un bazin tampon, situat în fața morii din treapta a doua de măcinare, și pompată în două hidrocicloane iden-

Tabela 4

Încercarea nr.	Prelucrat, t/24 ore	Presiune, at	Produse	Diametrul orificiului, mm	Debit l/min	Debit m³/oră	Diluție l/s	Greutatea specifică a tulburelii, g/dm³	Procent de solid, %	Conținut de solid, g/l	Cantitatea de material solid kg/oră	Cantitatea de material solid %	Conținut de grăunți, % + 0,075 mm	Conținut de grăunți, % — 0,075 mm	Extracția de grăunți, % + 0,075 mm	Extracția de grăunți, % — 0,075 mm
1	152,5	0,5	Alim.	30	265,7	15,9	2,1/1	1 250	32,5	407	6 350	100,0	51,0	49,0	100,0	100,0
	75,1		Supr.	60	222,0	13,3	3,9/1	1 145	20,5	235	3 130	49,3	17,1	82,9	16,3	83,4
	77,4		Ingr.	21	43,7	2,6	0,43/1	1 757	70,0	1 230	3 220	50,7	84,0	16,0	83,7	16,6
2	171,0	0,55	Alim.	30	277,8	16,6	2/1	1 255	33,0	414	7 120	100,0	50,9	49,1	100,0	100,0
	74,5		Supr.	60	220,0	13,2	3,9/1	1 145	20,5	235	3 100	43,5	9,6	90,4	8,0	80,0
	96,5		Ingr.	23	57,8	3,4	0,46/1	1 731	68,6	1 182	4 020	56,5	82,6	17,4	92,0	20,0
3	196,5	0,55	Alim.	30	298,2	17,9	1,8/1	1 284	36,0	463	8 180	100,0	54,7	45,3	100,0	100,0
	74,2		Supr.	60	225,0	13,5	4/1	1 140	20,0	228	3 090	37,8	8,3	91,7	5,7	76,5
	122,3		Ingr.	25	73,2	4,4	0,48/1	1 714	67,7	1 157	5 090	62,2	82,8	17,2	4,3	23,5
4	139,6	0,6	Alim.	30	277,0	16,6	2,5/1	1 212	28,6	347	5 810	100,0	42,5	57,5	100,0	100,0
	82,6		Supr.	60	244,0	14,6	3,85/1	1 145	20,5	235	3 440	59,2	12,7	87,3	17,5	20,0
	57,0		Ingr.	21	33,0	2,0	0,45/1	1 738	69,0	1 200	2 370	40,8	85,8	14,2	82,5	10,0
5	146,4	0,6	Alim.	30	274,0	16,4	2,3/1	1 225	30,0	367	6 100	100,0	42,4	57,6	100,0	100,0
	81,2		Supr.	60	234,0	14,0	3,76/1	1 148	21,0	241	3 380	55,5	9,8	90,2	12,5	87,3
	65,2		Ingr.	23	40,0	2,4	0,47/1	1 719	68,0	1 134	2 720	44,5	83,2	17,7	87,5	12,7
6	167,9	0,6	Alim.	30	328	19,6	2,4/1	1 220	29,4	359	6 990	100,0	45,9	54,1	100,0	100,0
	93,4		Supr.	60	284	17,0	4/1	1 140	20,0	228	3 890	55,6	15,4	84,6	18,7	87,0
	74,5		Ingr.	23	44	2,6	0,45/1	1 736	69,0	1 200	3 100	44,4	84,0	16,0	81,3	13,0
7	172,0	0,3	Alim.	35	280,0	16,8	2/1	1 255	33,0	415	7 160	100,0	51,9	48,1	100,0	100,0
	91,2		Supr.	60	236,8	14,2	3,35/1	1 165	23,0	268	3 800	53,0	23,0	77,0	23,4	85,0
	80,8		Ingr.	23	43,2	2,6	0,39/1	1 794	72,0	1 290	3 360	47,0	84,5	15,5	76,6	15,0
8	137,3	0,3	Alim.	32	262,8	15,8	2,4/1	1 220	29,4	359	5 720	100,0	48,6	51,4	100,0	100,0
	74,2		Supr.	60	222,0	13,5	4/1	1 140	20,0	228	3 090	54,0	18,3	81,7	20,2	86,0
	63,1		Ingr.	23	37,8	2,3	0,5/1	1 701	67,0	1 145	2 630	46,0	84,3	15,7	79,8	14,0
9	145,3	0,3	Alim.	32	264,0	15,9	2,4/1	1 220	29,4	359	6 050	100,0	47,2	52,8	100,0	100,0
	74,9		Supr.	60	221,0	13,3	3,9/1	1 144	20,5	235	3 120	51,5	15,4	84,6	16,8	82,5
	70,4		Ingr.	25	43,0	2,6	0,51/1	1 693	66,5	1 128	2 930	48,5	80,7	19,3	83,2	17,5

tice (ϕ 250 mm), montate în spatele morii de măcinare secundară. Circuitul de măcinare secundară a funcționat cu două hidrocicloane, deoarece unul singur nu a putut prelua tot debitul de tulbusite la încercări, în comparație cu dimensiunile optime indicate de literatura de specialitate pentru hidrocicloanele folosite, sînt prezentate în tabela 7.

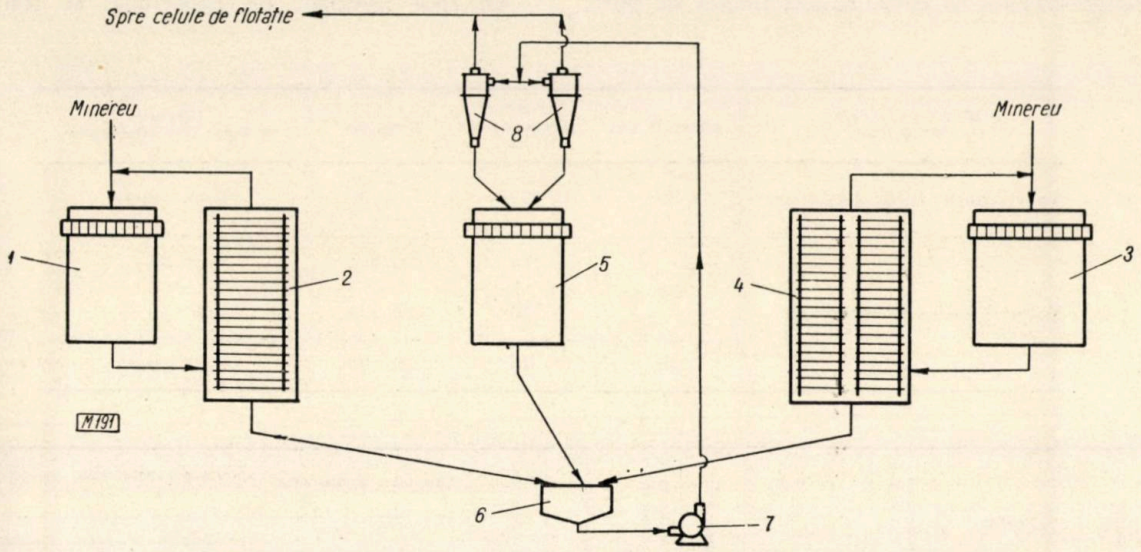


Fig. 4. Schema de lucru a hidrociclonului folosit ca aparat de clasare :
1 — moară cu bile 1800×2000 mm ; *2* — clasor cu greblă ; *3* — moară cu bile 2400×2000 mm ; *4* — clasor cu greblă ; *5* — moară cu bile 1800×2000 mm ; *6* — rezervor tampon ; *7* — pompă de tulbureală ; *8* — hidrocicloane 250 mm.

reală ce a intervenit în acest circuit. Produsul îngroșat, refuzul hidrociclonului, a fost introdus în moara de măcinare fină, pentru remăcinare, iar suprascurgerea hidrociclonului, produsul clasat, a fost pompată la flotație.

Caracteristicile hidrocicloanelor folosite la încercările de clasare, la măcinarea secundară, au fost următoarele (tabela 6) :

Tabela 6

Diametrul părții cilindrice, mm	Înălțimea părții cilindrice, mm	Înălțimea părții conice, mm	Conicitatea, grade
250	250	565	24

Dimensiunile ajutajelor de alimentare, ale tuburilor de suprascurgere (vortex) și duzelor (apex) folo-

Condițiile optime de lucru și rezultatele obținute în aceste condițiuni la încercările de clasare la măcinarea secundară sînt prezentate în tabela 8.

Tabela 5

Hidrociclon Ø, mm	Presiunea, at	Produse	Dimensiunea orificiilor, mm	Debit l/min	Debit m³/h	Diluție l/s	Greutatea specifică a tulburelii, g/dm³	Procent de solid, %	Conținutul de solid, g/l	Cantitatea de materiale kg/h	Cantitatea de materiale t/zi	Cantitatea de materiale %	Cantitate de grăunți % + 0,075 mm	Cantitate de grăunți % — 0,075 mm	Extracția de grăunți % + 0,075 mm	Extracția de grăunți % — 0,075 mm
250	0,6	Alimentarea hidrocicloanelor	30	274,0	16,4	2,3/1	1225	30,0	367	6100	146,5	100,0	42,4	57,6	100,0	100,0
		Suprascurgerea hidrocicloanelor	60	234,0	14,0	3,76/1	1148	21,0	241	3380	81,2	55,5	9,8	90,2	12,5	87,3
		Refuzul hidrocicloanelor	23	40,0	2,4	0,47/1	1719	68,0	1134	2720	65,3	44,5	83,2	16,7	87,5	12,7

După cum reiese din această tabelă, la încercările de clasare prin hidrociclonare, în treapta a doua de măcinare, s-a obținut un produs final, clasat, în suprascurgerea hidrociclonului cu diluția 4,2/1 lichid/solid și cu un conținut de grăunți fini (—0,075 mm) de cca. 90%, extracția de grăunți fini în acest produs fiind 93,5%.

Produsul îngroșat — refuzul hidrociclonului — mai conține 16,8% grăunți fini, extracția de grăunți grobi în acest produs fiind 70%.

Materialul măcinat din evacuarea morii din treapta a doua de măcinare a avut un conținut de grăunți fini de 39,8%.

Circuitele din prima treaptă de măcinare au lucrat cu o diluție de 4,2/1 lichid/solid, finețea materialului fiind cca. 75% sub 0,075 mm.

Sarcina de circulație în treapta a doua de măcinare, funcționînd cu hidrocicloane, a fost 220%.

Este de observat că, pentru aceeași capacitate de prelucrare, circuitul de măcinare în două trepte, lucrînd cu clasorul cu cuvă, realiza finețea de 90%

În concluzie, încercările de clasare prin hidrociclonare efectuate în uzina Săsar au arătat că prin introducerea hidrocicloanelor ca aparate de clasare în circuitele de măcinare, fără a se obține un spor însemnat de capacitate, se realizează o

Tabela 7

Hidrociclon Ø 250 mm	Ajutaje Ø, mm	Tub de suprascurgere Ø, mm	Duze, mm	Raport Ø duze : Ø suprascurgere
Valori indicate de literatură	30	60	9—36	0,15—0,60
Valori folosite la încercări	35	70	25	0,36
		70	23—25	0,33—0,36
	40	80	22—28	0,28—0,35

Tabela 8

Hidrociclon Ø, mm	Presiunea, at	Produse	Dimensiunea orificiilor, mm	Debit l/min	Debit m³/h	Diluție, l/s	Greutatea specifică a tulburelii, g/dm	Procent de solid, %	Cont. de solid, g/l	Cantitatea de materiale kg/h	Cantitatea de materiale t/zi	Cantitatea de materiale %	Cantitatea de grăunți, % + 0,075 mm	Cantitatea de grăunți, % — 0,075 mm	Extracția de grăunți, % + 0,075 mm	Extracția de grăunți, % — 0,075 mm
205	0,3—0,4	Alimentarea hidrocicloanelor	40	1143	68,6	3,2/1	1172	24,0	281	19070	458	100,0	30,0	70,0	100,0	100,0
		Suprascurgerea hidrocicloanelor	80	1061	63,7	4,2/1	1135	19,2	218	13900	334	73,0	10,3	89,7	30,0	93,5
		Refuzul hidrocicloanelor	22	82	4,9	0,56/1	1650	64,0	1057	5170	124	27,0	83,2	16,8	70,0	6,5

sub 0,075 mm la o diluție de cca. 7/1 lichid/solid; conținutul de grăunți fini în refuzul clasorului cu cuvă era de cca. 30%, iar în evacuarea morii din treapta a 2-a de măcinare de cca. 40%. Sarcina de circulație a circuitului de măcinare secundară era în acest caz de cca. 500%.

Prin înlocuirea clasorului cu cuvă cu hidrocicloane, la clasarea în treapta a doua de măcinare, se obține în produsul final, pentru aceeași finețe de măcinare, o diluție mult mai mică : 4,2/1 lichid/solid la hidrociclon, față de 7/1 lichid/solid la clasorul cu cuvă. Sarcina de circulație la măcinarea secundară este mai mică în cazul folosirii hidrociclonului decît în cazul clasorului cu cuvă.

Scăderea sarcinii de circulație, la măcinarea secundară, prin introducerea hidrociclonului, dovedește că moara din treapta a doua de măcinare ar mai fi putut măcina o oarecare cantitate de material în plus, ceea ce ar fi condus la majorarea capacității de prelucrare a acestui circuit.

Dovedirea experimentală a acestui lucru nu a fost posibilă, deoarece nu a existat posibilitatea de a alimenta în plus moara din treapta a doua de măcinare (de la o moară de măcinare primară) pînă la limita de încărcare a acestui circuit.

★

reducere însemnată a diluției la flotație. Micșorarea diluției aduce pe de o parte avantajul majorării timpului de flotație care se poate realiza, și deci reducerea volumului de flotație necesar, iar pe de altă parte conduce la micșorarea consumurilor de reactivi.

Totodată menționăm că introducerea hidrocicloanelor la clasarea de control nu reclamă decît un spațiu extrem de redus, mai ales dacă se montează pe verticală, deasupra jgheabului clasor-moară, iar la clasarea în treapta a doua de măcinare, eliminînd clasorul cu cuvă, se creează un spațiu disponibil foarte mare.

Considerăm că rezultatele obținute la încercările de hidrociclonare sînt satisfăcătoare și avantajoase pentru tehnologia uzinei Săsar și deci se va putea trece la introducerea hidrocicloanelor în circuitele de măcinare.

De altfel, problema hidrocicloanelor este în general valabilă pentru uzinele noastre și ar trebui studiată pe ansamblu pentru toată industria minieră.

În acest sens se găsesc în curs de rezolvare la ICEMIN unele probleme privind introducerea hidrocicloanelor în tehnologia uzinelor noastre de preparare.

Mecanizarea în exploatările miniere carbonifere din Republica Populară Polonă

Conf. MARIAN ION
Candidat în ştiinţe tehnice

În articolul de faţă vor fi prezentate aspecte ale mecanizării din exploatările miniere de huilă din bazinele carbonifere ale Sileziei inferioare şi superioare, din R.P. Polonă.

Producţia anuală actuală de huilă din R.P. Polonă este de peste 100 milioane tone, iar în 1965 va trebui să ajungă la 113,6 milioane tone.

Stratele de cărbune ce se exploatează în bazinul Sileziei au grosimi cuprinse între 0,5 şi 22 m şi înclinări între 0 şi 90°. Extracţia de cărbune în procente, în funcţie de înclinarea şi de grosimea stratelor, este prezentată în tabela 1.

Tabela 1

Producţia de cărbune în funcţie de grosimea şi înclinarea stratului, %

Înclinarea	Grosimea					Total
	0—1 m	1—2 m	2—3 m	3—4 m	Peste 4m	
0— 5°	0,88	8,10	4,63	2,13	8,02	23,76
5— 15°	3,11	15,86	4,84	4,71	14,55	43,07
15— 25°	1,21	7,94	3,24	1,47	2,56	16,42
25- 35°	0,48	2,76	1,76	0,88	0,99	6,87
Peste 35°	0,76	0,70	0,75	0,19	0,26	2,66
Total	6,44	35,36	15,22	9,38	26,38	

După cum se vede din această tabelă, peste 80% din producţia totală se extrage din strate cu înclinarea între 0 şi 25°.

Adîncimea de exploatare a stratelor este cuprinsă între 200 şi 800 m, iar adîncimea medie este ceva mai mare de 400 m.

Producţia minelor variază între 1 000 şi 9 000 t/zi.

Mecanizarea lucrărilor de deschidere şi pregătire

Tăierea în frontul de lucru al lucrărilor miniere ce se sapă în steril sau cărbune se execută cu ajutorul explozivilor. Găurile de mină se forează cu perforatoare percutante sau rotative.

Perforatoarele pneumatice percutante, folosite pe scară largă, sînt cele cu 1 300—1 600 lovituri/minut, cum sînt tipurile WUP-11, WUP-18, WUP-18p şi WUP-20.

În anul 1959 uzina constructoare de utilaj minier din Katowice a început fabricarea în serie a unui nou tip de perforator WS-25 (fig. 1), cu număr mare de lovituri, proiectat

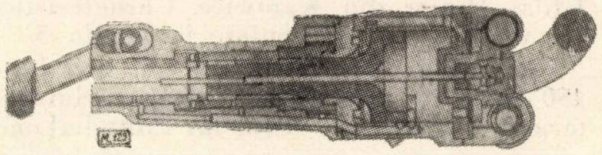


Fig. 1. Perforatorul roto-percutant WS-25.

de Institutul de Construcţii de Utilaj Minier din Gliwice, destinat forării în roci tari de toate categoriile. În tabela 2 sînt prezentate caracteristicile tehnice ale acestui perforator în comparaţie cu perforatorul WUP-20.

Noul tip de perforator are o lungime de 560 mm şi este prevăzut cu dispozitiv de ungere interior, a cărui capacitate asigură ungerea timp de 6 ore de lucru. O caracteristică deosebit de importantă a acestui tip este faptul că la presiuni de 4 atm şi mai ales sub 4 atm ale aerului comprimat realizează performanţe cu mult superioare perforatoarelor străine de acest fel.

Tabela 2

Caracteristici tehnice	Unităţi de măsură	Tipul perforatoarelor	
		WUP-20	WS-25
Energia unei lovituri	kgm	2,0	3,2
Numărul de lovituri	l/min	1 500	2 600
Numărul de rotaţii al sfredelului	l/min	75	185
Momentul maxim de rotire	kgm	200	550
Consumul de aer comprimat	Nm^3/min	2,0	3,0
Diametrul pistonului	mm	65	85
Lungimea cursei pistonului	mm	55	43
Greutatea	kg	22,5	22,5

Perforatoarele electrice rotative sînt WE-700 (care este o construcție mai veche) și EWRO-600 (fig. 2), care a început a fi fabricat în serie în anul 1958 de Uzinele de

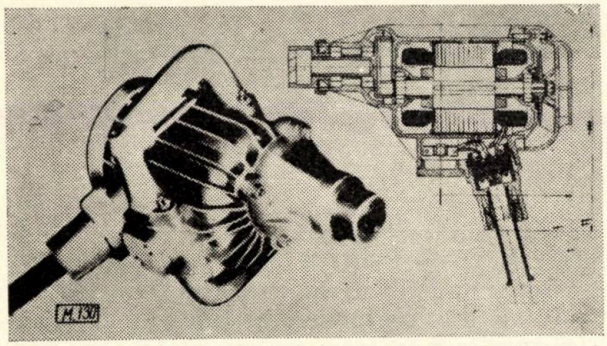


Fig. 2. Perforatorul rotativ electric EWRO-600.

Utilaj Minier din Katowice. Caracteristicile lor tehnice sînt prezentate în tabela 3.

Cu perforatorul EWRO-600 au fost forate 180 găuri în timp de 2,5 ore în cărbune cu tărie $f = 2{,}8$ după scara lui Protodiakonov.

Tabela 3

Caracteristicile tehnice	Unități de măsură	Tipul perf. electrice	
		WE-700	EWRO-600
Puterea motorului	W	900	1 000
Tensiunea de lucru	V	125	125
Tensiunea de comandă	V	24	24
Numărul de rotații ale sfredelului	l/min	700	620
Momentul de rotire a sfredelului	kgm	1,2	1,62
Greutatea	kg	15,5	15,5

În R.P. Polonă se extinde pe scară tot mai largă perforajul rotativ pneumatic. Perforatoarele rotative pneumatice folosite sînt tipurile WP-8, PWR-500 și PWR-8. Caracteristicile lor tehnice sînt prezentate în tabela 4.

Perforatorul PWR-500 (fig. 3) este destinat forării în cărbuni tari și roci cu tărie medie.

Tabela 4

Caracteristicile tehnice	Unități de măsură	Tipul perf. rotative pneumat.		
		WP-8	PWR-500	PWR-8
Puterea (la sfredel)	C P	1,5	3	2,5
Numărul de rotații ale sfredelului	l/min	800	580	800
Momentul de rotire a sfredelului	kgm	1,2	3,5	2,3
Consumul de aer comprimat	Nm^3/min	2,6	2,65	2,4
Greutatea	kg	8,7	12,8	8,5

Pentru evitarea formării prafului se poate adapta pentru perforare umedă.

După cum se vede din tabela 4, perforatorul de tip ușor PWR-8 (fig. 4), construit

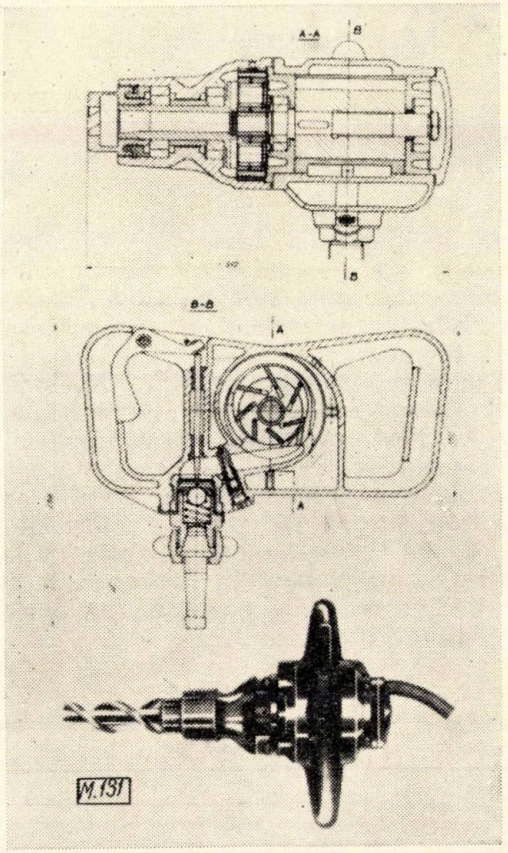


Fig. 3. Perforatorul pneumatic rotativ PWR-500.

în 1959, este cu mult superior perforatorului WP-8, care are aceeași greutate. El permite reducerea timpului de forare cu 30—40%. Rezervorul de ulei cu o capacitate de 200 cm^3 asigură ungerea timp de cîteva zile.

În prezent se pregătește începerea fabricării în serie a unui tip de perforator pneumatic rotativ ușor, ce va avea o putere de 1,5 CP și o greutate de 7,5 kg.

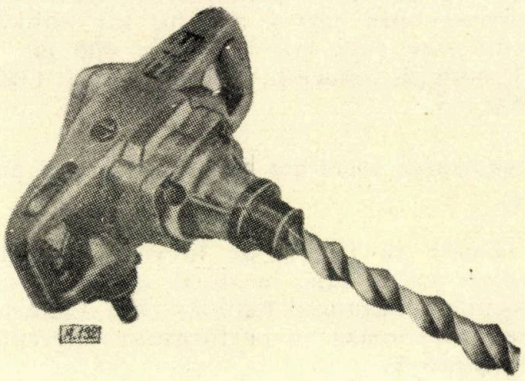


Fig. 4. Perforatorul pneumatic rotativ PWR-8.

Pentru executarea lucrărilor ajutătoare de tăiere (curățire), atît în lucrări de pregătire cît și în abataje, se folosesc ciocane de abataj pneumatice de diferite tipuri: MP-7, MP-9, MP-11, ML-7 și MS-9, ale căror caracteristici tehnice sînt prezentate în tabela 5.

Tabela 5

Caracteristici tehnice	Unități de măsură	Tipul ciocanelor de abataj				
		MP-7	MP-9	MP-11	ML-7	MS-9
Puterea	CP	0,33	0,43	0,43	0,4	0,61
Numărul de lovituri	l/min	1 500	950	650	1 500	1 150
Energia unei lovituri	kgm	1,0	2,0	2,5	1,5	2,4
Consumul de aer comprimat	Nm^3/min	1,0	1,1	1,1	0,8	0,9
Greutatea	kg	7,5	9,4	11,8	7,5	9,5

Caracteristicile tehnice ale ciocanului de greutate mijlocie MS-9 îl fac să poată concura cu ciocanele moderne străine. Prelucrarea termică specială a cilindrului și pistonului îi asigură un timp îndelungat de funcționare, iar rezervorul de ulei amplasat în mîner asigură ungerea timp de 5—6 ore de funcționare. Construcția specială a mînerului din cauciuc, care nu își pierde proprietățile în contact cu uleiul, permite amortizarea în mare măsură a reculului.

Pentru încărcarea materialului rezultat din împușcare, în lucrările de deschidere și pregătire se folosesc mașini de încărcat cu cupă, tip cioc de rață și mașini cu brațe.

Mașinile de încărcat cu cupă se folosesc în lucrările de deschidere ce se sapă în roci tari. Mașinile de încărcat tip LZK-1P, LZK-2P și LZK-3P (destinate diferitelor gabarite de lucrări) au cîte două motoare pneumatice cu cinci cilindri așezați în stea (unul pentru avans și unul pentru ridicarea cupei). În fig. 5 este prezentată mașina LZK-1P, iar în tabela 6 sînt date caracteristicile tehnice ale mașinii LZK-1P și LZK-3P.

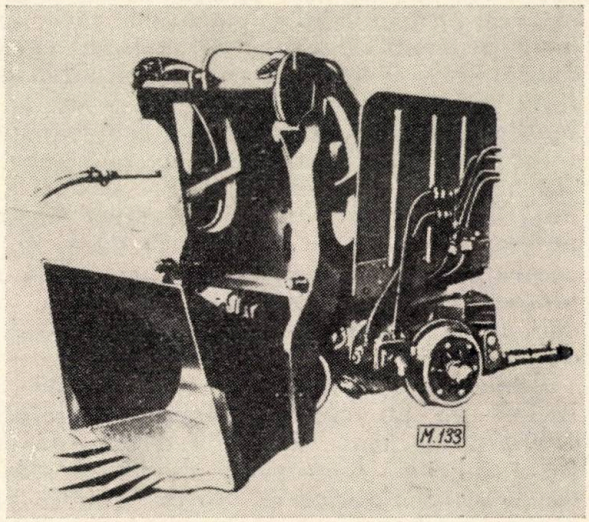


Fig. 5. Mașina de încărcat cu cupă LZK-1P.

Tabela 6

Caracteristici tehnice	Unități de măsură	Tipul mașinilor de încărcat	
		LZK-1P	LZK-3P
Productivitatea mașinii	m^3/h	30—40	10—16
Presiunea de lucru a aerului comprimat	atm.	3,5—8	3—6
Puterea motorului	CP	7,5+7,5	4+4
Timpul unui ciclu de lucru	s	10—15	7
Volumul cupei	m^3	0,2	0,12
Viteza de avans	m/s	1	0,8
Lățimea frontului de lucru	mm	2 200	1 500
Înălțimea de lucru	mm	2 340	1 840
Greutatea	kg	3 100	2 400

În prezent se pregăteşte producţia în serie a încă două tipuri de maşini de încărcat cu cupă LZK-4P şi LZK-4H. Ultimul tip este dotat cu motoare hidraulice.

Maşina de încărcat cu braţe LZW-30 (fig. 6), fabricată în 1958 de Uzina Constructoare

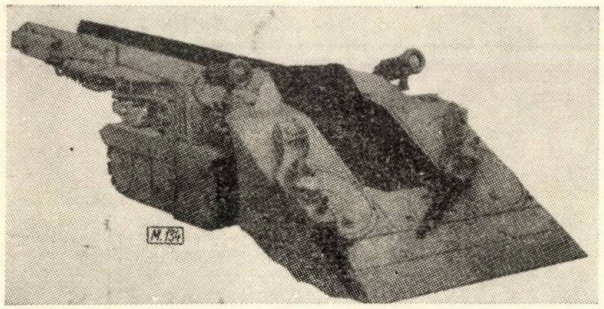


Fig. 6. Maşina de încărcat cu braţe LZW-30.

de Maşini Miniere din Rîbnik, este destinată încărcării cărbunelui şi rocilor de tărie mijlocie. Sistemul de avans pe şenile al acestei maşini grele (7 tone) îi permite să aibă uşurinţă în manevră. Maşina LZW-30 are o înălţime de lucru de 880 mm (cu transportorul coborît) şi o capacitate de încărcare de 200 t/oră la o putere instalată de 22 kW. Faţă de productivitatea şi greutatea maşinii, puterea instalată de 30 CP este mică, motiv pentru care în prezent această maşină se reproiectează. Noul tip care va apare sub denumirea LZS-50 va avea o putere instalată de 50 CP.

Primele maşini de încărcat tip cioc de raţă LKD-1 nu au căpătat răspîndire datorită greutăţii lor mari. În 1958 după proiectul Institutului de Construcţii de Utilaj Minier din Gliwice, Fabrica de Maşini Miniere Sosnowice-Niwka a construit un nou tip uşor LLW-1 (fig. 7). Greutatea părţilor componente ale maşini este următoarea : jghiabul de încărcat 395 kg, jghiabul de ghidare cu dispozitivul de avans 240 kg, sabotul de alunecare 67 kg, jghiaburile articulaţiei 112 kg şi jghiaburile telescopice 2 × 90 kg.

La săparea lucrărilor de pregătire în cărbune cu înclinări pînă la 10° o largă folosire a căpătat complexul CBKMG-2 (fig. 8). Acest complex constă dintr-un transportor cu raclete tip SKAT-57 de construcţie specială blindată, pe care se poate împuşca şi care se poate prelungi uşor după fiecare ciclu şi o haveuză obişnuită care se deplasează pe o ramă construită în mod special. Deplasarea haveuzei se asigură cu ajutorul sistemului propriu de avans şi anume : cînd cablul este ancorat direct de capătul din faţă al ramei, haveuza se deplasează înainte, iar cînd cablul este trecut peste un scripete fixat la capătul din spate al ramei, haveuza se deplasează înapoi. Haveuza serveşte atît la tăierea făgaşului cît şi la încărcarea materialului pe transportor. În timpul puşcării haveuza se află retrasă la capătul dinapoi al ramei. Mecanic se realizează numai încărcarea materialului ce se află deasupra nivelului transportorului cu raclete, adică în proporţie de aproximativ 70%. Cu acest complex s-au realizat cheltueli minime de săpare a galeriilor. Instalaţia este simplă ca deservire şi construcţie şi prezintă siguranţă în lucru. Folosind o astfel de instalaţie s-au realizat 4 pînă la 6 m înaintare pe schimb, şi viteze medii lunare de săpare de 120 m. În scopul uşurării operaţiilor de manevră a haveuzei, în prezent se construieşte o haveuză nouă pe şenile prevăzută cu cilindri hidraulici de ridicare şi coborîre a braţului tăietor care permite tăierea şi încărcarea pe vatră pînă la transportor unde apoi bara este ridicată deasupra lui.

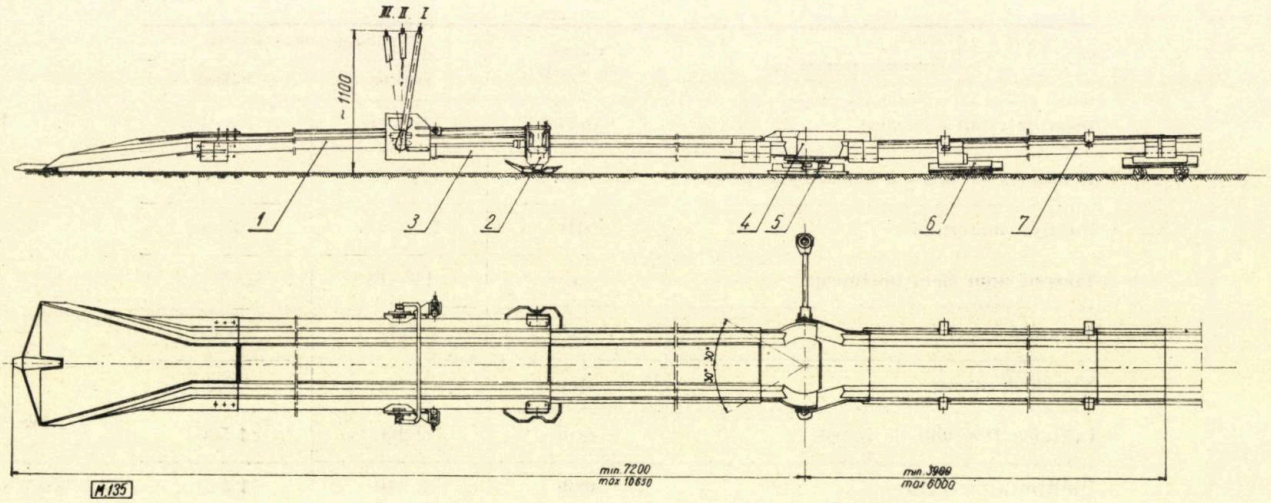


Fig. 7. Maşină de încărcat, cioc de raţă, LLW-1:
1 — jghiabul de încărcare ; *2* — sabotul de alunecare ; *3* — jghiabul de ghidare cu dispozitivul de avans ; *4* — articulaţia ; *5* — disc turnant ; *6* — scaun de susţinere ; *7* — jghiab de susţinere.

Susținerea galeriilor se execută cu profile metalice speciale în arc, iar uneori cu susținere ancorată, atunci cînd rocile din tavan permit aceasta.

În cazul susținerii cu profile metalice speciale bandajarea se face cu elemente de beton armat precomprimat așezate în cîmpuri (șah), iar pentru a asigura elasticitatea susținerii, între elementele de beton se introduc și elemente de lemn.

Primele cadre metalice KS și KO au avut profil de jghiab cu pereții aproape drepți.

Mecanizare în abataje

Metodele de exploatare folosite în Bazinul Sileziei sînt : metoda cu stîlpi lungi direcționali ce se extrag cu front lung și metoda cu camere.

Producția de cărbune în procente în funcție de sistemul de exploatare folosit, începînd din 1950 pînă în 1960, precum și conform planului de dezvoltare pînă în 1965 este prezentată în tabela 8, iar în tabela 9 sînt prezentați indicii de mecanizare.

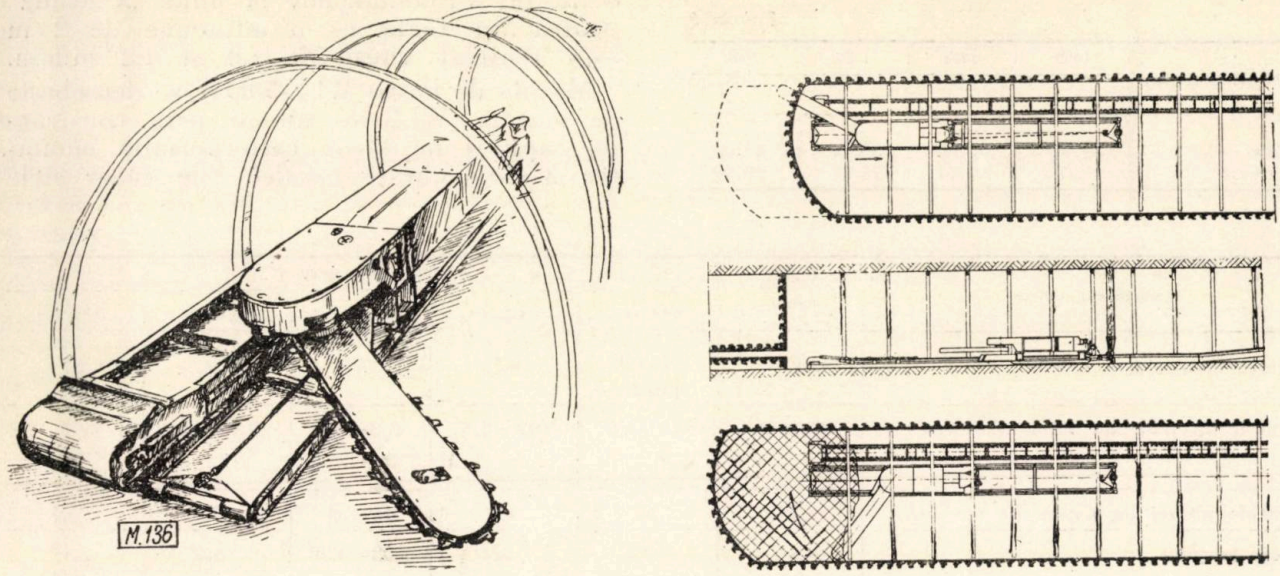


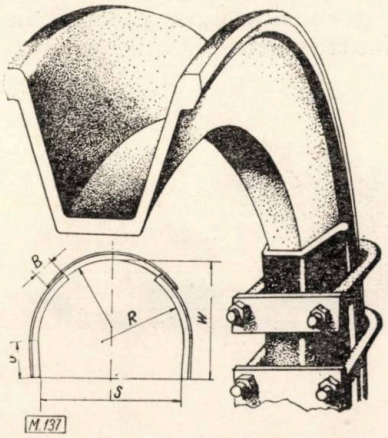
Fig. 8. Complexul CBKMG — 2 pentru înaintări.

În prezent aceste profile se înlocuiesc complet cu profile MD-16 și MD-18 sub formă de jghiab cu pereții înclinați (fig. 9). Cu aceste profile se susțin galerii cu secțiuni de 5,0 pînă la 18,2 m². Față de profilele TH cu aceeași rezistență s-a constatat că ele prezintă următoarele avantaje : sînt mai ușoare cu 10% (MD-16) sau cu 13% (MD-18) și sînt mai ușor de transportat și de montat.

Pentru îndreptarea profilelor încovoiate datorită presiunii rocilor și obținerea formei inițiale fără a fi transportate pînă la puț sau la suprafață a fost construită presa hidraulică PHPG-100, care datorită gabaritului și greutății mici poate fi montată în limitele sectorului cît mai aproape de fronturile de lucru. Greutatea presei este de 1700 kg, iar gabaritul 1620 × 1200 × 1840 mm. Are o putere de 10 kW și realizează o forță de apăsare de 100 t. Presiunea uleiului 200 kg/cm², iar cursa pistonului 200 mm. Presa se livrează cu un complet de matrițe pentru diferite profile.

Faptul că în prezent 60% din producția totală se extrage prin abataje cu front lung, iar în 1965 acest procent va trebui să crească la 65%, face ca industria constructoare de mașini și utilaj minier din R.P. Polonă să fie axată pe crearea de utilaj necesar acestui sistem de exploatare.

Tabela 7



PROFIL	MD 16	MD 18
O mm	100	110
b mm	120	122
C mm	6	6,5
d mm	8	9
e mm	21	22
h min min	122	133
h max max	126	137
F cm²	19,6	22,6
G kG/m	15,4	17,7
I_x cm⁴	227,0	313,0
I_y cm⁴	315,0	338,0
W_x cm³	44,6	55,1
W_y cm³	52,5	55,5

Fig. 9. Profile metalice de susținere MD-16 și MD-18.

Tăierea în abatajele cu front lung se execută cu explozivi cu havare prealabilă, sau cu combine.

Maşinile de havat de construcţie poloneză cu caracteristicile lor tehnice sînt prezentate în tabela 10.

Tabela 8

Producţia de cărbune în procente pe perioada 1950 — 1965

	1950	1955	1960	1965
Abataje cu front lung	43,4	51,6	60	64
Abataje cameră	34,6	27	21	19
Lucrări de pregătire	21,1	20	18	16

Tabela 9

Indicii de mecanizare	1950	1955	1960	1965
	%			
Tăiere	28,90	28,90	35,00	43,00
Încărcare	3,03	14,24	24,50	30,00

Ea este prevăzută cu sistem mecanic de rotire a braţului ceea ce uşurează operaţia de începere a havării. Viteza de rotire a braţului pe minut este de 13°54′ şi 27°48′, în cazul cînd lanţul are o viteză de 3,11 m/s şi de 17°27′ şi 34°54′ cînd lanţul are o viteză de 3,91 m/s. Pentru protejarea împotriva suprasarcinilor în timpul rotirii braţului sau în timpul avansului transmisia este prevăzută cu un cuplaj interior cu discuri de fricţiune. Toba sistemului de avans permite înfăşurarea unei lungimi de cablu de 30 m cu un diametru de 18 mm. În cărbune cu tărie de 1,9 şi 2,2 după scara lui Protodiakonov la mina „Czeladz" pentru un făgaş cu o adîncime de 2 m s-au realizat viteze de 1,0 şi 1,2 m/min.

Maşina de havat WLE-50DW se deosebeşte de maşina WLE-50s numai prin construcţia capului de tăiere care permite montarea a două braţe paralele ale căror stele

Tabela 10

Caracteristici tehnice	Unit. de măsură	Tipul maşinii de havat				
		WLP-40s	WLE-50s	WLE-80s	WSH-60s	WEN-50s
Puterea motorului	kW	40 CP pneum.	37	70	60	37
Limitele vitezelor de avans de lucru	m/min	0,2—0,8	0,2—0,8	0,2—0,7	0,4—0,5	0—1 0—1,32 0—1,7
Limitele vitezei de avans de manevră	m/min	12	12	15—34	3,3	5,7
Viteza lanţului	m/s	2,4	2,4	1,93—3,96	4,3	2,17 2,74 3,07
Forţa maximă de avans	kgf	5 000	5 000	10 000	9 000	7 000
Lungimea	mm	2 500	2 675	3 015	3 870	3 065
Lăţimea	mm	760	755	850	730	680
Înălţimea	mm	390	390	460	410	305
Lungimea braţului	m	1,3—2,2	1,3—2,2	1,3—2,2	1,2—2,5	1,3—2,2
Greutatea	kg	1 960	2 525	3 600	3 200	2 000

Maşina de havat WLE 80s (fig. 10) este o maşină de tip greu destinată havării în cărbuni tari şi foarte tari.

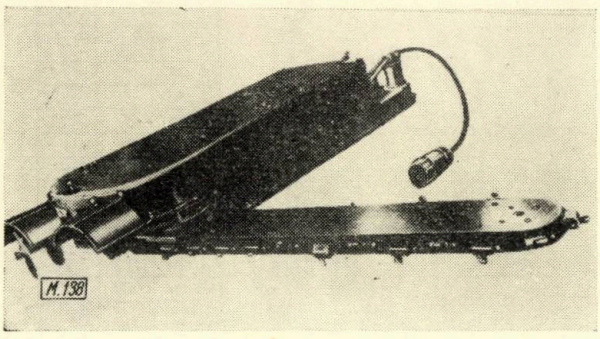


Fig. 10. Maşina de havat WLE — 80s.

de acţionare au un ax comun. Distanţa între braţe este de 600 mm, iar lungimea lor de 1,2 m. Este destinată tăierii în strate cu grosimi de 1,3—2,5 m, cu acoperiş slab şi cu cărbune friabil ce nu mai necesită lucrări de împuşcare. Maşina poate lucra şi numai cu un braţ.

Maşina de havat WSH-60 (fig. 11) al cărei prim prototip a fost încercat în 1957 este destinată tăierii în cărbunii foarte tari. Ea are o putere mare instalată şi este prevăzută cu motoare hidraulice atît pentru avans cît şi pentru tăiere. Sistemul hidraulic asigură o variaţie continuă a vitezei, fără şocurile frecvente în cazul tăierii în cărbuni cu intercalaţii tari. Viteza mare de tăiere permite folosirea unei singure maşini

WSH-60 în abataje cu lungimi de 200 m şi chiar mai mult, abataje în care înainte erau folosite două maşini WLE-50s. La mina Rymer, într-un cărbune cu tărie de

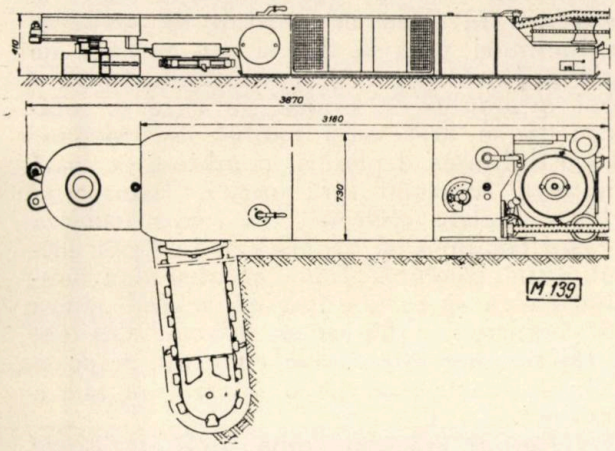


Fig. 11. Maşina de havat WSH – 60.

1,60 după scara lui Protodiakonov tăierea făgaşului adînc de 0,8 m într-un abataj lung de 206 m a durat 5—6 ore, iar timpul de tăiere efectiv a fost numai 2 ore.

Noua maşină de havat WEN-50s (fig. 12), are o înălţime mai mică — 305 mm, fiind destinată havării în strate cu grosime minimă de 0,4 m. Ea este prevăzută cu cutie de viteze care permite reducerea vitezei lanţului la jumătate cînd este folosită la încărcarea materialului împuşcat.

Tendinţa generală actuală este de a se folosi maşini de havat cu viteza mare de avans, cu lungime mică a braţului de 1,2 m şi care se deplasează pe transportorul aşezat direct în front. În felul acesta se încarcă o cantitate mai mare de cărbune prin împuşcare directă prin transportor. Prin folosirea stîlpilor metalici cu grinzi articulate în consolă, care dau posibilitatea mutării transportorului fără demontare, acest sistem asigură executarea a două cicluri pe zi.

În prezent, noua linie pe care se merge în mecanizarea tăierii şi încărcării în abataje cu front lung este folosirea combinelor. Combinele de construcţie poloneză se împart în două categorii: combine cu braţ inelar şi cu lanţ cum sînt KW-1, KW-3 şi KWP-1K şi combinele cu tobă cum este KWB-2. Caracteristicile lor tehnice sînt prezentate în tabela 11.

Combina KW-1 (fig. 13) a cărei fabricare în serie a început în 1956 este o modernizare a combinelor KW-57 şi KW-52. Ea este destinată tăierii şi încărcării în strate cu grosimi între 0,9 şi 1,6 m şi cu înclinare între 0—15°, cu acoperiş de stabilitate mijlocie ce permite o suprafaţă nesusţinută de

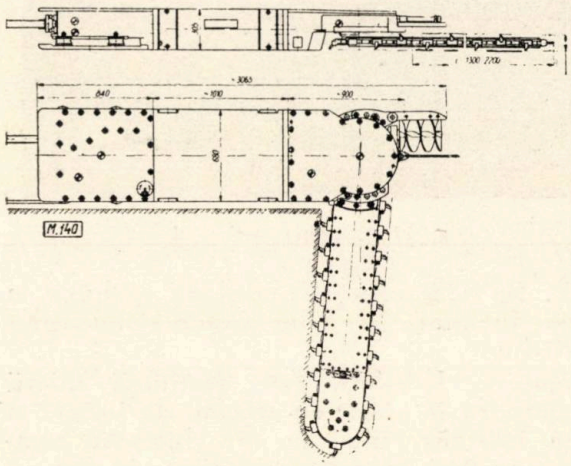


Fig. 12. Maşina de havat WEN – 50 s.

Tabela 11

Caracteristici tehnice	Unit. de măsură	Tipurile de combine			
		KW-1	KW-3	KWP-1K	KWB-2
Puterea motorului principal	kW	95	95	95	60
Puterea motorului organului de încărcare	kW	30	37	37	—
Tensiunea de lucru	V	500	500	500	500 350
Forţa maximă de avans	tf	18	15	18	9
Viteza de avans de lucru	m/min	0—1,65	0,2—0,4 0,6—0,8 1,0—1,2	0—1,65	0—3,3
Viteza de avans de manevră	m/min	3,3	15	0—3,3	0—3,3
Înălţimea braţului de tăiere sau diametrul tobei	m	0,75—0,83 0,93—1,13	1,35 1,43 1,58 1,73	1,45—2,0 2,0	0,8—0,95 1,1—1,25 1,45
Lungimea braţului sau a tobei	m	1,6 1,9	1,9 1,9	1,2	0,6
Lungimea în poziţie de lucru	m	5,0	5,0	0,5	8,3
Lungimea în poziţie de transport cu organul de încărcare	m m	7,9 5,5	7,7 5,3	6,0 5,0	
Lăţimea în poziţie de transport	m	0,92	0,92	0,95	0,78
Înălţimea	m	0,705	1,03	1,05	
Greutatea în funcţie de lungimea şi înălţimea braţului	t	7,5—8	9,5—10	8—9	5,5

6—8 m². Construcția ei permite să fie folosită în mine de categoria „C" din punct de vedere al pericolului de explozii de gaze și praf de cărbune. Combinele KW-1 fabricate în serie au dispozitiv de avans hidraulic.

Combina KW-3 se deosebește prin aceea că fiind destinată stratelor cu grosimi de 1,5—2,2 m, are brațul inelar mai înalt și este prevăzută cu două axe cu discuri de sfărîmare suprapuse. În cazurile necesare brațul inelar poate avea către front o înclinare

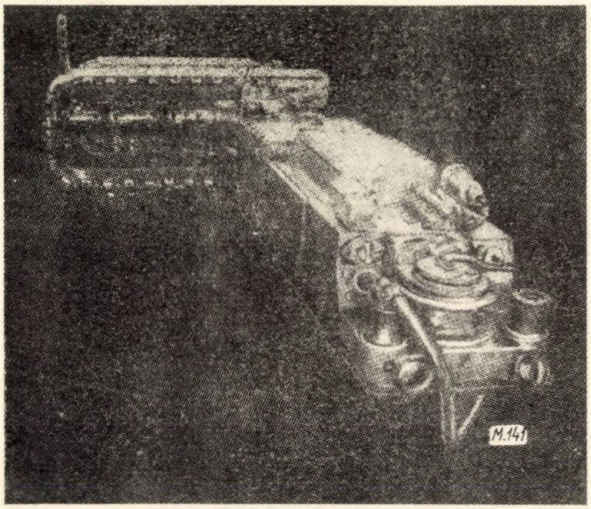


Fig. 13. Combina KW — 1.

de 8°. În felul acesta frontul de cărbune ia forma înclinată și evită căderea bucăților de cărbune.

Combina KWP-1K este destinată tăierii și încărcării în strate cu grosimi de 1,45—2 m și cu înclinări pînă la 15°. Întrucît combina taie fîșii înguste cu lățime de 1,2 m, după ea susținerea se face cu grinzi metalice articulate în consolă. Dispozitivul de încărcare are lanțuri cu raclete pe ambele părți (fig. 14), ceea ce permite ca la cursa de manevră înapoi să încarce tot cărbunele ce a mai căzut din acoperiș și nu a

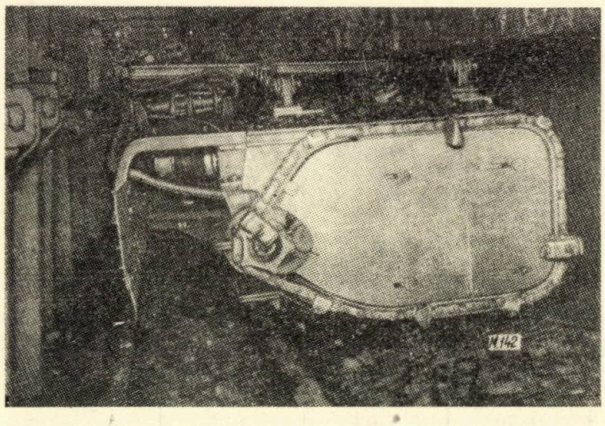


Fig. 14. Combina KWP — 1-K (vedere din spate).

fost tăiat. Combina are sistem de avans hidraulic. Folosind combina KWP-1K împreună cu transportorul cu raclete „Silezia" s-au realizat productivități de 10 t/post.

Combina KWB-2 este destinată tăierii și încărcării în strate cu grosimi de 0,8—2 m cu înclinări pînă la 20° și cu cărbune de tărie mijlocie (fig. 15). Forma parabolică a tobei organului de avans, pe care se înfășoară și se desfășoară cablul de tracțiune dă posibilitatea deplasării combinei pe toată lungimea frontului fără opriri. Transportorul cu raclete „Silezia", cu care lucrează această combină, se deplasează în front imediat după combină. Toate acestea dau posibilitatea ca să se taie într-un schimb cîteva fîșii înguste cu lățime de 0,6 m. Organul de tăiere, care este o tobă cu dinți, se poate schimba foarte ușor pe o parte sau alta a combinei.

În timpul coborîrii toba permite foarte ușor demontarea unei părți din ea, micșorîndu-i înălțimea cu 180 mm. Pentru menținerea vitezei periferice a tobei, pentru diferite diametre se schimbă prima pereche de roți dințate ale transmisiei. De asemenea, odată cu schimbarea diametrului tobei se schimbă și înălțimea tălpilor de ghidare asigurîndu-se tăierea pînă la vatră.

Rezultatele cele mai bune se obțin în abataje cu lungimi mari : pînă la 160—200 m. S-au realizat înaintări medii de 2 m pe zi, iar uneori și 2,4 m/zi (adică 4 cicluri pe zi), extrăgîndu-se 800—900 t/zi dintr-un abataj, iar productivitatea muncii în abataj a fost de 8—15 t/post.

La unele exploatări miniere s-a încercat tăierea cu combina KWB-2 cu sensul invers de rotație a tobei (dinții taie de sus în jos). În acest caz se formează mai puțin praf, se îmbunătățește sortimentul granulometric al cărbunelui și se micșorează consumul de energie. Cînd cărbunele rămas în acoperiș se desprinde și cade chiar pe tobă face ca organul de tăiere să se înfunde.

În curînd se va da în exploatare o nouă combină KWB-2 cu două tobe destinată stratelor cu grosimi mai mari. Cea de-a doua tobă, care taie cărbunele rămas în acoperiș este montată la un braț ce îi permite să fie ridicată sau coborîtă în funcție de grosimea stratului.

În stratele subțiri se folosesc combine cu înălțime mică KWN-2 și KWN-3, construite pe baza mașinilor de havat.

Combina KWN-2 este o mașină de havat cu două brațe plasate la o distanță reglabilă. Lanțul brațului superior este acționat de lanțul brațului inferior prin intermediul axului vertical pe care este montată steaua de la capătul brațului. Pe cele două axe verticale ale stelelor brațului superior sînt montate unul sau două discuri cu dinți între cele

două braţe, care au rolul de a sfărîma cărbunele.

Combina KWN-3, de construcţie nouă este o maşină de havat care are la capătul braţului o tobă de tăiere în masiv. În funcţie de înălţimea tobei ea poate fi folosită în strate cu grosimi de 360—450 mm.

Ca şi în cazul maşinilor de havat, tendinţa este de a se folosi combine ce taie fîşii înguste de 0,6—1,2 m, care permit folosirea metodei policiclice şi asigură creşterea producţiei abatajelor şi concentrarea producţiei.

Transportul cărbunelui în abatajele cu front lung se execută cu transportoare cu raclete. În prezent, transportoarele de tip uşor cu lanţuri cu eclise PZL-1-15D, PZL-1-25D şi PZL-2-15R sînt complet înlocuite cu transportoarele cu două lanţuri calibrate de construcţie blindată PZL-45, PZP-Rybnik şi „Silezia", ce se produc în serie. În tabela 12, sînt prezentate caracteristicile lor tehnice.

Transportorul cu raclete PZP-45 poate avea montat la capătul de descărcare un motor sau două motoare în funcţie de lungimea frontului. Reductorul este fixat pe peretele lateral al capului de acţionare, iar motorul este aşezat pe o ramă individuală orizontală. Inexactităţile de montaj între motor şi reductor sînt preluate de un cuplaj cu bandă de cauciuc în buclă. Jghiaburile

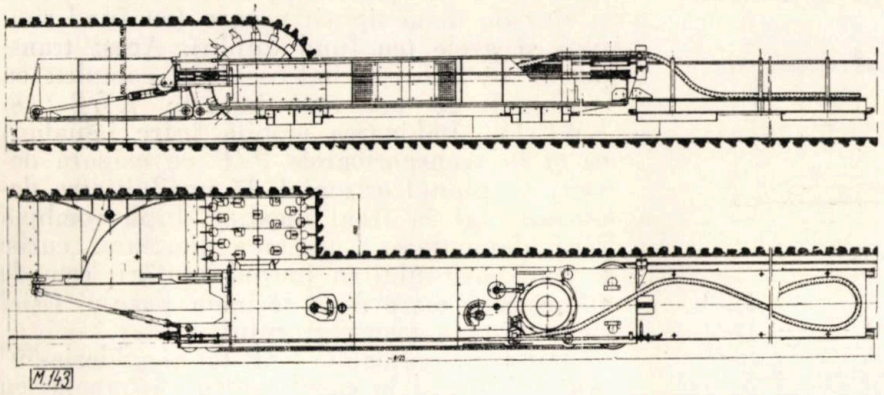


Fig. 15. Combina KWB-2.

au o construcţie solidă pe care se pot deplasa maşini de havat şi combine. Dispozitivele de legare a jghiaburilor între ele constau din şuruburi cu piuliţe, amplasate sub jghiaburi şi care permit ca jghiaburile să aibă devieri în planul orizontal de + sau —3°. Capul de întoarcere este prevăzut cu dispozitiv de întindere ce constă din două tije filetate ce se înşurubează în cîte o ţeavă cu filet interior, fixată în părţile laterale ale jghiabului.

Transportorul PZP-Rybnik poate avea unul sau două motoare (unul la capătul de descărcare iar cel de al doilea la capătul de încărcare). Reductorul este fixat flanşat pe peretele lateral al capului de acţionare ca şi la transportorul PZP-45, iar motorul este fixat pe partea inferioară a unei rame speciale de formă unghiulară fixată tot pe peretele lateral al jghiaburilor. Această construcţie micşorează inexactităţile de montaj şi face

Tabela 12

Caracteristici tehnice	Unit. de măsură	Tipul transportorului cu raclete				
		PZP-45	PZP-Rybnik	Silezia 59	SKAT-57	GROT-58
Debitul mediu	t/h	150	120	150	60	150—200
Viteza lanţului	m/s	0,72	0,82	0,8	0,6	0,8 0,9 1,1
Forţa de rupere a unui lanţ	t	24	24	24		
Puterea motoarelor	kW	30+30 45+30 60+45	40+20	4×22	10	17
Lungimea maximă pe orizontală	m	100 150 250	170	240	60	53
Greutatea :						
— Capul de acţionare fără motorul electric	kg	1 612	1 795	1 570	950	1 730
— Jgheab intermediar normal	kg	115	121 146	120 157	90	121
— Capul de întoarcere	kg	520	520	320	135	300

mai comodă mutarea capului de acționare (fig. 16). Legătura între motor și reductor se face cu un cuplaj cu bandă de cauciuc în buclă, care preia eventualele neexactități de montaj și un cuplaj hidraulic care protejează transportorul împotriva suprasarci-

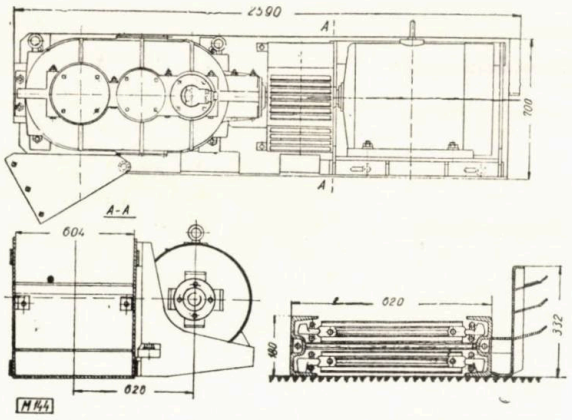


Fig. 16. Capul de acționare și jghiaburile transportorului cu raclete PZP-Rybnik.

nilor. Jghiaburile sînt construite din profile speciale care dau posibilitatea legării între ele cu șuruburi așezate lateral fără a împiedica în același timp ghidarea combinelor. Dispozitivele de legare ale jghiaburilor permit devierea în planul orizontal de + sau — 3°. Jghiaburile sînt de două tipuri : ușoare (cu fund simplu) și grele (cu fund dublu).

Transportorul cu raclete Silezia-59 (Slask-59), poate avea unul pînă la patru motoare, fiecare a cîte 22 kW. Greutatea mai mică a motoarelor electrice față de ale transportoarelor PZP permite ca ele să fie fixate împreună cu reductoarele lateral pe pereții capului de acționare. Legătura între motor și reductor se face ca și la transportorul PZP-Rybnik. Întreaga construcție a capului de acționare este compactă și închisă. Ca și transportoarele PZP este prevăzut cu telecomandă. În cazul opririi unuia dintre motoare se opresc în mod automat toate motoarele. Lungimea de transportor corespunzătoare unui motor este de 60 m. Jghiaburile sînt confecționate din profile speciale, oțel St-52 ca și transportorul PZP-Rybnik și sînt de două tipuri: ușoare (cu fund simplu) și grele (cu fund dublu). Acest transportor se folosește îndeosebi în complex cu combinele ce taie fîșii înguste KWB-2 și KWP-1K. Îmbinarea mobilă între jghiaburi ca și la transportoarele PZP ce asigură devieri în planul orizontal dă posibilitatea deplasării lui în front imediat după combină fără demontare. Lungimea porțiunii curbe a transportorului în timpul mutării este de 10 ori mai mare decît lățimea pasului fîșiei de mutare a transportorului.

Atît transportoarele PZP cît și „Silezia-59" sînt folosite și în cazul tăierii cărbunelui cu explozivi cînd se pușcă direct pe transportorul acoperit cu plăci metalice de construcție specială (fig. 17). Plăcile sînt prevăzute cu o pîrghie articulată, care atunci cînd ocupă poziția verticală este agățată de racleta transportorului și placa este scoasă eliminîndu-se munca manuală foarte incomodă pentru executarea acestor operații.

Pentru mutarea mecanică a transportoarelor cu raclete în front, se folosesc cricuri mecanice cu ax filetat și transmisie cu melc ce sînt acționate cu ajutorul perforatorului rotativ. Forța de împingere variază între 3—6 t în funcție de puterea perforatorului rotativ. Cursa tijei este de 700 mm, iar greutatea cricului de 50 kg. Aceste cricuri sînt folosite și la întinderea lanțurilor transportorului atunci cînd capul de întoarcere nu este prevăzut cu dispozitiv de întindere sau cînd se rup lanțurile sau trebuie schimbate racletele.

Îndreptarea racletelor îndoite se face cu dispozitive speciale cu clichet (fig. 18), care

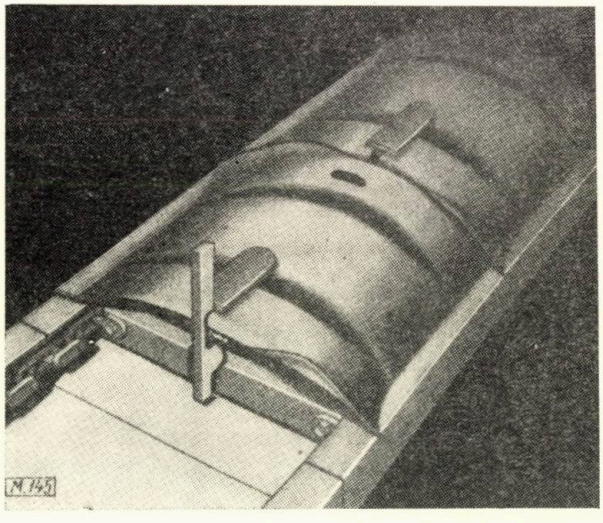


Fig. 17. Acoperirea transportoarelor cu raclete.

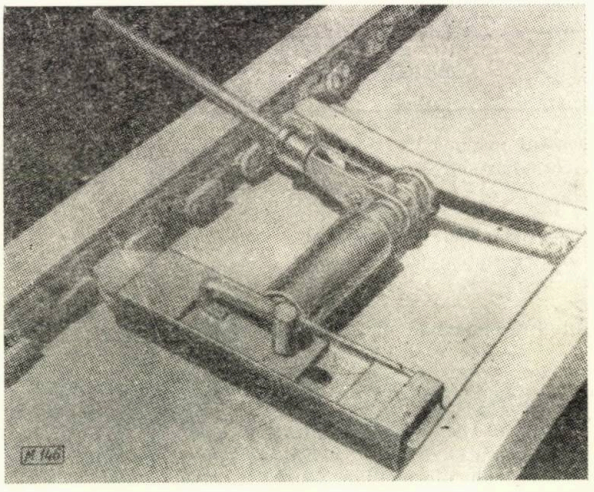


Fig. 18. Dispozitiv pentru îndreptarea racletelor.

elimină necesitatea demontării racletei. Dispozitivul are o greutate de 20 kg, realizează o forță de apăsare de 4000 kg, iar tija are un pas de 130 mm. Timpul necesar îndreptării unei raclete este 1—2 min.

Susținerea în abatajele cu front lung se prezentate în fig. 20, iar caracteristicile lor tehnice sînt prezentate în tabela 13.

Oțelul din care sînt confecționați este St-52, care permite să li se mărească rezistența prin tratamente termice potrivite și să fie îndreptați fără să apară fisuri în stîlp.

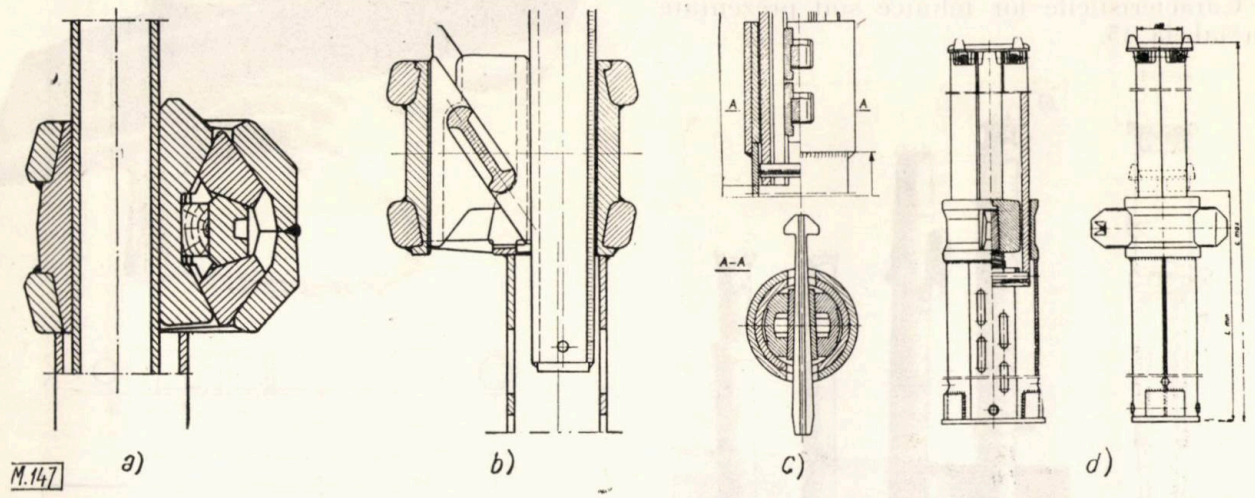


Fig. 19. Stîlpi metalici cu frictiune :
a — G-58 ; *b* — SP-40 ; *c* — SN-15 ; *d* — SW-30.

execută în general cu stîlpi metalici cu frictiune s-au cu stîlpi hidraulici.

Între stîlpii cu frictiune cu rezistență crescîndă, se citează, G-58, SP-2 și SP-40; și stîlpi cu frictiune cu rezistență constantă cum sînt: SW-30 și SN-15 (fig. 19).

Curbele caracteristice ale acestor stîlpi sînt

Pentru blocarea stîlpilor cu frictiune între culcuș și acoperiș se folosesc diferite dispozitive de strîngere, în funcție de tipul stîlpului: „Tandem", „Record II" și SW-30 (fig. 21). Caracteristicile lor tehnice sînt prezentate în tabela 14.

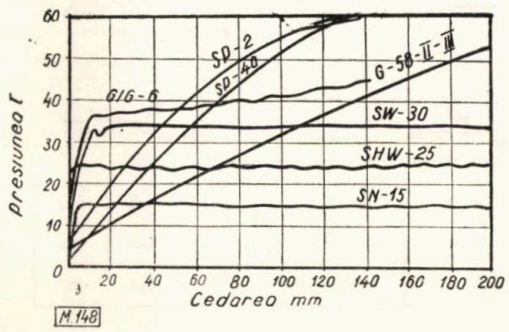


Fig. 20. Curbele caracteristice ale stîlpilor metalici cu frictiune și hidraulici.

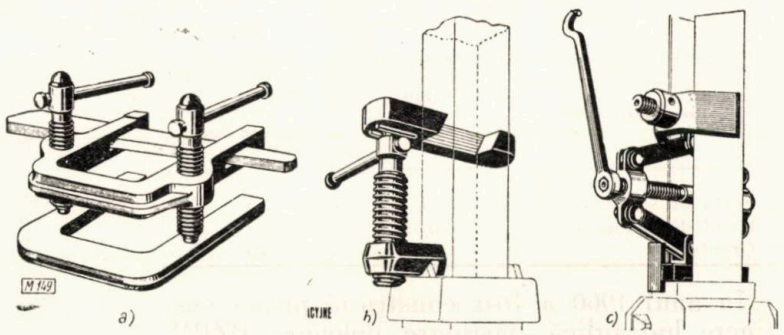


Fig. 21. Dispozitive de strîngere :
a — Tandem ; *b* — Record II ; *c* — SW—30.

Tabela 13

Caracteristici tehnice	Unități de măsură	G-58			SP-2	SP-40	SW-30	SN-15
		I	II	III				
Presiunea de lucru	t	30	40	40	40	40	35	15
Tasarea maximă	mm	150	150	150	80	80	50	25
Presiunea max.	t	40	60	60	60	60	10	—
Tipul cel mai scund								
L_{max}	mm	630	1 250	1 600	1 250	1 300	550	500
L_{min}	mm	440	760	950	755	775	385	353
Greut.	kg	24,3	40,1	57,8	54,5	41,8	23,3	9,0
Tipul cel mai înalt								
L_{max}	mm	1 120	2 250	2 800	3 100	2 500	2 000	1 600
L_{min}	mm	685	1 255	1 550	2 000	1 385	1 110	903
Greut.	kg	33,0	65,0	83,5	94,5	61,2	45,6	16

În ultimii ani au început să se folosească pe o scară largă stîlpii hidraulici SHW-25 și GIG (fig. 22), ale căror curbe caracteristice sînt prezentate în fig. 20.

Grinzile metalice folosite sînt SCG-51 și SC-56 (fig. 23).

Caracteristicile lor tehnice sînt prezentate în tabela 15.

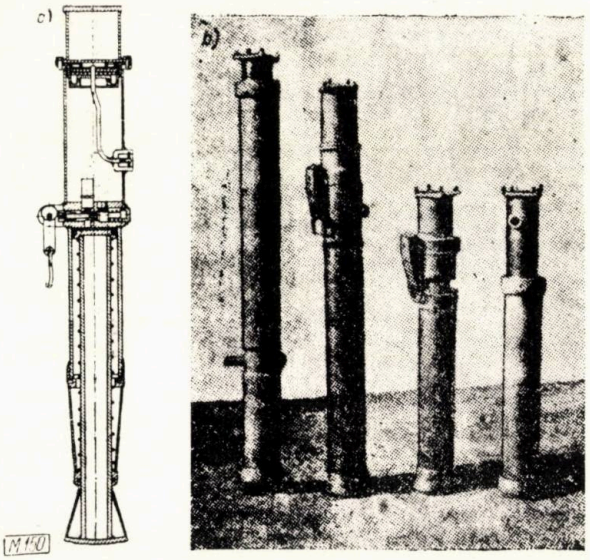


Fig. 22. Stîlpi hidraulici G. I. G.

În prezent se fabrică numai grinzi SC-56, care au o construcție nouă. Ele rezistă mai bine la torsiune și sînt confecționate din oțel St-52, care se tratează termic.

Tabela 14

Caracteristici tehnice	Unit. de măsură	Tipul dispozitivelor de strîngere		
		„Tandem"	„Record II"	SW-30
Forța de strîngere	t	4	2,5	2
Pasul de strîngere	mm	75	100	130
Greutatea	kg	7,4	5,75	7,5

În anul 1960 a fost construită prima susținere hidraulică păşitoare poloneză BZPW care este formată din secții iar fiecare secție are două elemente (fig. 24). Un element are o grindă superioară, o talpă (din oțel elastic) și un scut de spate. La elementul *I* este fixat

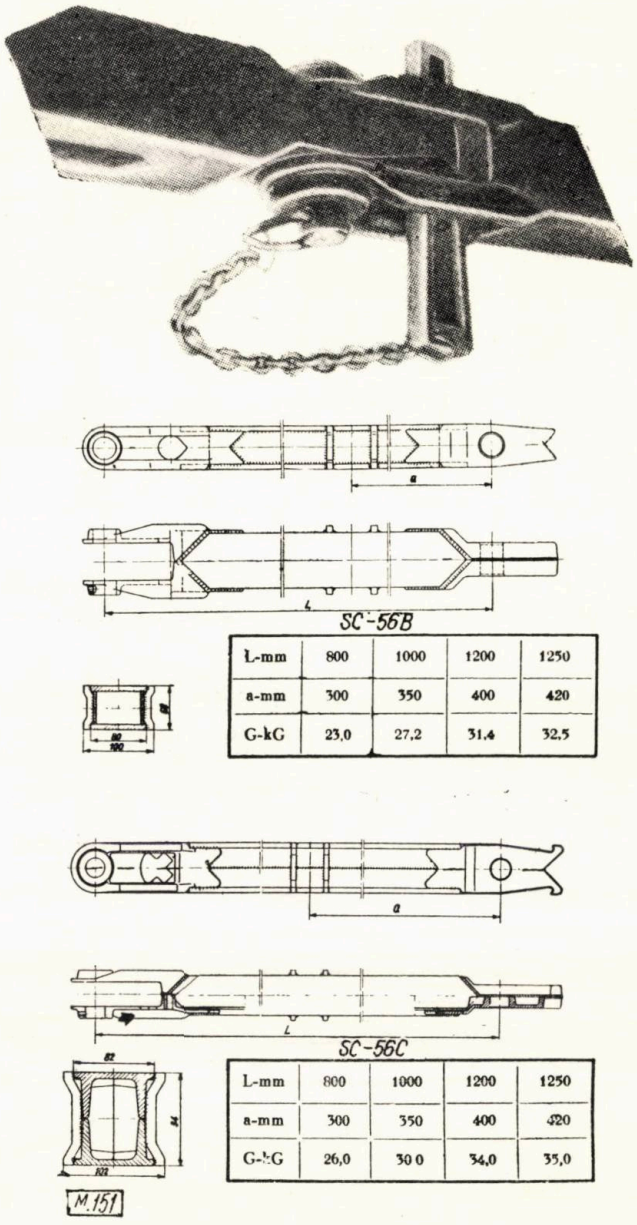


Fig. 23. Grinzi metalice.

Tabela 15

Caracteristici tehnice	Unit de măsură	Tipul grinzilor			
		SCG-51 B/90	SCG-51 D/110	SC-56C	SC-56B
Lungimea grinzii	mm	800—1 000 1 200—1 250	1 200—1 250 1 400—1 500 1 600	800—1 000 1 200—1 250	800—1 000 1 200—1 250
Momentul de încovoiere maximă	tm.	2,5	3,5	2,0	3,0
Unghiul de oscilație în plan vertical	grade	12	14	6	6
Greutatea	kg	27—31 38—40	38—40 42—45—47	23—27 31—33	26—30 34—35

blocul ventilelor de pilotare, iar elementul *II* este legat de elementul *I* prin intermediul unei rame de ghidare și al împingătorului hidraulic.

Elementele sînt legate între ele cu două conducte elastice armate, unul pentru presiune înaltă și unul pentru presiune joasă. Pilotarea se execută prin deplasarea mai întîi a elementului *II* (cu care concomitent se deplasează și tamponul, care împinge în front transportorul cu raclete) iar după strîngerea lui între tavan și vatră se deplasează și elementul *I*. Stîlpii hidraulici se compun din trei părți principale: cilindrul exterior (D = 107 mm și d = 101 mm), cilindrul interior (D = 100 mm și d = 86 mm) cu pistonul și prelungitor de cap (fig. 25). Stîlpul este dimensionat pentru o presiune de lucru a uleiului de 300 atm. și se încearcă la 400 atm. Volumul de ulei al unui stîlp este de 6,5 l. Pentru o presiune de lucru de 300 atm, stîlpul rezistă la 30 t.

Schema instalației hidraulice de alimentare este prezentată în fig. 26. Pompa de ulei are un debit de 24 l/min și asigură o presiune de 150—200 atm. Presiunea la care ajunge însă uleiul în stîlpi sub acțiunea acoperișului este de 300 atm. Aceasta se realizează cu ajutorul ventilului de înapoiere, care nu lasă uleiul din stîlpi să curgă înapoi în conducta de 150 atm, și al ventilului de scurgere care este reglat pentru 150 sau 300 atm. Întrucît fiecare stîlp are ventile separate poate fi înlocuit atunci cînd este cazul, independent de ceilalți stîlpi ai elementului.

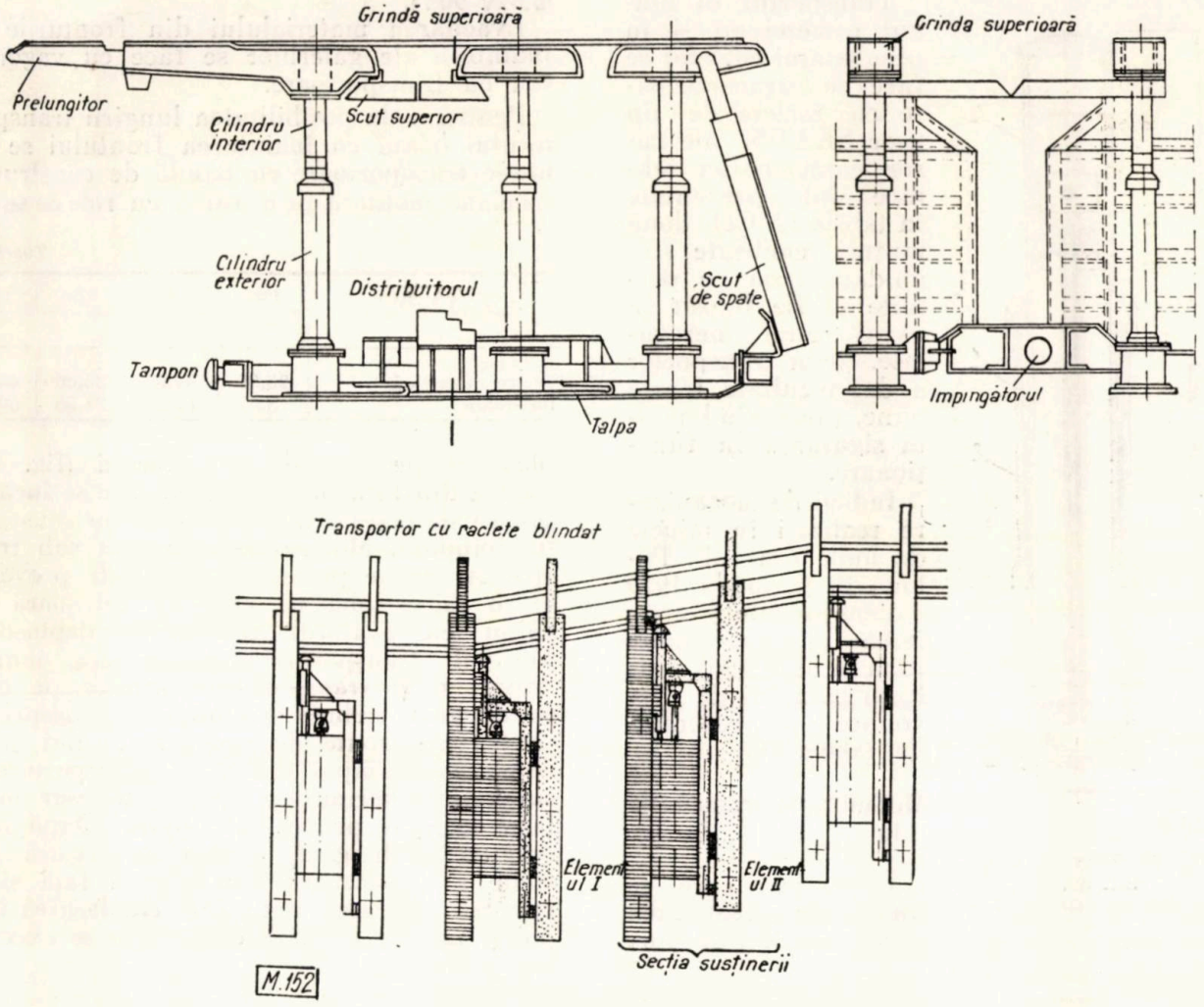


Fig. 24. Susținerea hidraulică pășitoare BZPW.

Folosirea susținerii hidraulice pășitoare BZPW în complex cu transportoarele „Silezia" și a combinelor cu tobă KWB-2 dă posibilitatea folosirii metodei policiclice (cu fîșii înguste și viteze mari ale combinei) realizîndu-se uneori 4—5 cicluri pe zi, adică viteze ale frontului de 2,4 la 3 m/zi.

Cu ajutorul acestui complex producția zilnică extrasă dintr-un abataj este în jurul a 1000 t/zi, adică de 3 ori mai mare decît în cazul folosirii combinelor ce taie fîșii late.

Aceasta este linia pe care se merge actual în scopul concentrării producției.

În abatajele cameră tăierea se execută cu explozivi iar încărcarea cu mașini tip cioc de rață sau prin împușcare directă pe transportoare cu racletă.

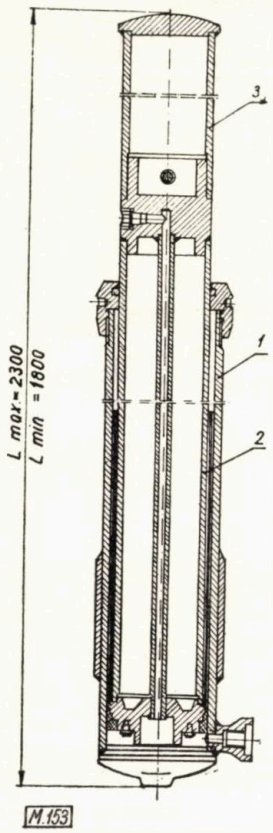


Fig. 25. Stîlp hidraulic BZPW:
1 — cilindrul exterior; *2* — cilindrul interior cu pistonul; *3* — prelungitor de cap.

Transportul în lungul camerei cît și în preabatajul colector se face cu transportoare cu racletе de tip ușor SKAT-57 ale căror caracteristici tehnice sînt prezentate în tabela 12. Cele două lanțuri calibrate sînt ghidate, ceea ce permite să fie folosit în cazul vetrei neregulate. Acest transportor a dat rezultate foarte bune, prezentînd multă siguranță în funcționare.

Indicii de mecanizare realizați în minele de huilă din R.P. Polonă în perioada 1950—1960 precum și creșterea acestor indici pînă în anul 1965 conform planului de dezvoltare sînt prezentați în tabela 16.

Mecanizarea transportului

Linia pe care se merge în realizarea schemelor de transport și mecanizarea transportului este folosirea benzilor transportoare în limitele sectorului de exploatare și concentrarea producției la un singur orizont de bază, la care transportul se execută pe cale ferată. Indicele de mecanizare a transportului este de aproximativ 96%.

Evacuarea materialului din fronturile de înaintare ale galeriilor se face cu vagonete sau cu transportoare.

Pentru a da posibilitatea lungirii transportorului odată cu înaintarea frontului se folosesc transportoare cu bandă de construcție specială montată pe o ramă cu role ce se de-

Tabela 16

Indicii de mecanizare	1950	1955	1960	1965
	%			
Tăiere mecanică	28,90	34,05	35,00	43,00
Încărcare	3,03	14,24	24,50	30,00

plasează pe șine de cale ferată (fig. 27). Partea din față în consolă pe care se încarcă sau se împușcă materialul este de construcție blindată. Motorul este montat sub transportor iar pe partea laterală este prevăzut cu o mică tobă pe care se înfășoară un cablu cu ajutorul căruia se deplasează întregul transportor înainte sau înapoi. Atunci cînd transportorul inferior pe care se devarsă trebuie prelungit, se desprinde partea din spate de rama motorului și se deplasează înapoi deasupra transportorului superior eliberîndu-se spațiul necesar montării secțiilor pentru prelungire. După executarea prelungirii, partea superioară din spate se deplasează din nou în față și se montează la rama motorului. Deplasarea înapoi și înainte a părții demontate se execută

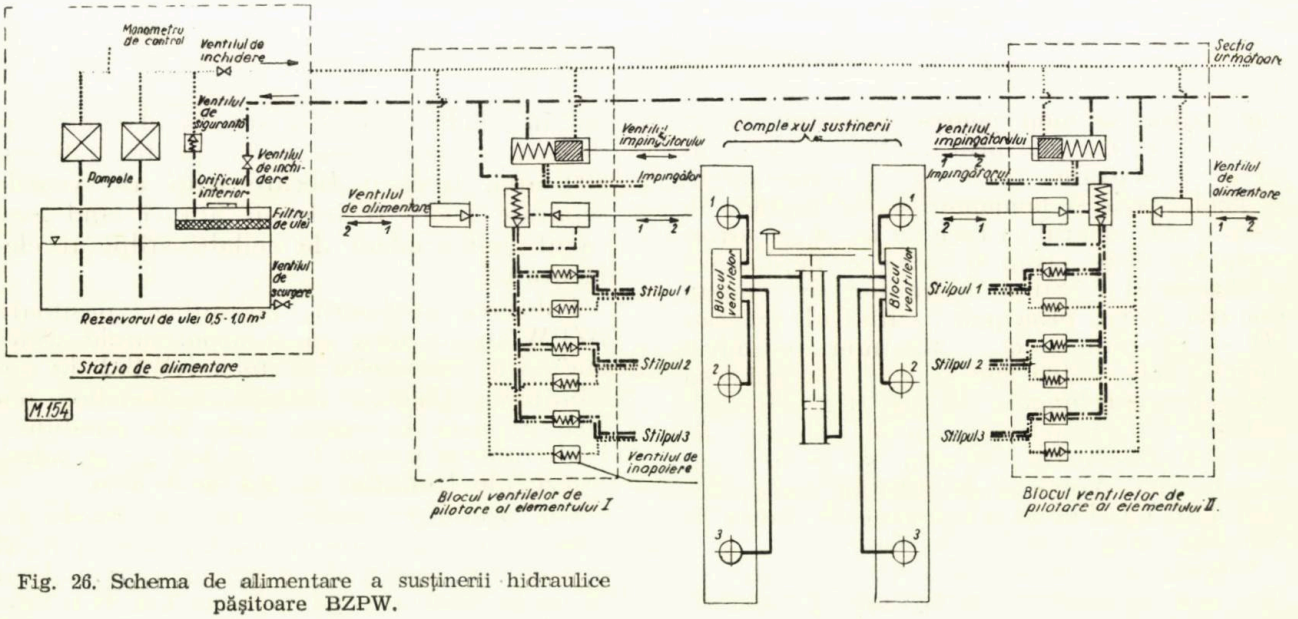


Fig. 26. Schema de alimentare a susținerii hidraulice pășitoare BZPW.

cu ajutorul tobei cu cablu a motorului. Prelungirea transportorului inferior se efectuează după fiecare 50 m.

Transportoarele cu raclete din abatajele frontale, devarsă în galeria de pregătire de bază pe un transportor cu raclete de construcție specială GROT-58. Construcția lui solidă preia loviturile datorită schimbării sensului de mișcare a curentului de cărbune și îi imprimă în același timp o viteză apropiată de a transportorului cu bandă pe care devarsă. Reductorul, care este al transportorului cu bandă PTG, permite ca prin schimbarea unei perechi de roți dințate să se asigure viteze diferite ale lanțului. Jghiaburile sînt aceleași ca la transportorul cu raclete PZP-45 la care se montează borduri laterale. Caracteristicile lui tehnice sînt prezentate în tabela 12. Odată cu deplasarea frontului abatajului (punctul de descărcare) transportorul GROT-58 se poate lungi sau scurta foarte ușor în limitele 12 la 53 m.

Pentru transportul prin galeriile de pregătire în limitele sectorului pînă la punctele de încărcare în vagonete se folosesc transportoarele cu banda de cauciuc PTG, care sînt de mai multe tipuri. Caracteristicile lor tehnice sînt prezentate în tabela 17.

Ele au o construcție obișnuită cu două tobe de acționare. Pentru a avea o descărcare mai comodă, toba de descărcare este scoasă mult în față. Motorul și reductorul sînt montate pe o ramă comună, iar legătura între ele se face cu cuplaj cu bandă de cauciuc în bucle.

Actualmente se fabrică și benzi de transport, care au inserții din fibre artificiale. Inserțiile din fibre de silon au rezistență specifică la rupere de 240 kgf/cm. De asemenea cauciucul este înlocuit cu materiale ignifuge.

Pentru transportul descendent prin lucrări de pregătire cu înclinări între —18° și —38° se folosesc transportoarele cu raclete PZH-30 și PTH-20.

Transportorul PZH-30 are o construcție obișnuită cu două lanțuri calibrate și cu raclete înalte. Puterea motorului este 17 kW, iar debitul de 150 t/h. Viteza lanțului 0,65 m/s. Capul de acționare este prevăzut cu două frîne.

Transportorul PTH-20 are un singur lanț și raclete în formă de disc. Puterea motorului este de 13 kW, iar debitul 80 t/h.

Transportul la orizontul de bază pe cale ferată se execută cu vagonetele de 1,2 și 3 m³. Tendința este de a se scoate din exploatare vagonetele de 1 m³ și a se folosi numai cele de 2 și 3 m³, iar pe căile principale din minele noi să se folosească și vagonete de 5 m³. În exploatările vechi, trecerea de la vagonetele de 1 m³ la cele de 2 m³ se face pe seama măririi lungimii și înălțimii vagonetelor de 1 m³.

Tracțiunea se realizează cu locomotivele electrice cu troleu sau cu acumulator. Cele cu troleu sînt tipizate și caracteristicile lor tehnice sînt prezentate în tabela 18.

Aceste locomotive au cîte două motoare electrice și lucrează la tensiunea de 220 V.

Stațiile de redresare sînt dotate cu redresoare cu mercur sau uscate. De asemenea se caută a se folosi și transformatoare uscate. În general stațiile sînt automatizate.

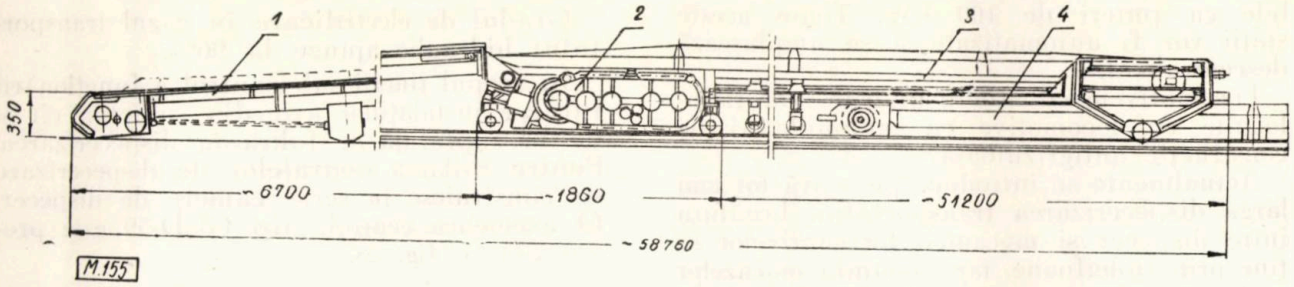


Fig. 27. Transportor cu bandă mobilă PTP — 650A:
1 — partea în consolă; *2* — motorul; *3* — partea lineară din spate; *4* — transportorul inferior.

Tabela 17

Tipul transportorului	Caracteristici tehnice						
	Lățimea mm.	Diametrul tobelor mm	Viteza benzii m/s	Lățimea capului de acționare mm	Puterea motorului kW	Lungimea maximă m	Debitul t/oră
PTG-20	650	400	1,3	1 700	14, 15, 17	275	165
PTG-32	800	400	1,3	1 820	25, 27, 28	325	250
PTG-50	800	400	1,36	2 135	38, 40	400	260
PTG-50	1 000	400	1,36	2 300	38, 40	300	407

Tabela 18

Tipul locomotivei	Greutatea t	Puterea orară kW	Forța de tracțiune kgf	Raport de transmisie	Dimensiuni			Raza de curbură minimă de înscriere m	Ecartamentul mm
					Lungime mm	Lățime mm	Distanța între osii mm		
Ld1	7	34	1 140	13,93	4 750	940	1 100	8	450—600
Ld2	10	46	1 200	13,93	4 820	980	1 175	10	600—700
Ld3/1	14	83	2 350	13,93	5 360	1 215	1 250	15	700—900
Ld3/2	14	83	2 350	13,93	5 360	1 330	1 250	15	900—1 050

În scopul înlăturării căderilor de tensiune pe viitor se vor folosi stații de transformare și redresare uscate (cu semiconductori) mobile cu puteri de 100 kW. Toate aceste stații vor fi automatizate și se amplasează descentralizat.

Locomotivele cu ardere internă, vor fi înlocuite cu locomotive cu acumulatori de construcție antigrizutoasă.

Actualmente se introduce pe scară tot mai largă dispecerizarea transportului. Legătura între dispecer și mecanicii locomotivelor se ține prin troleifoane, iar comanda macazelor se face de la distanță sau din cabina locomotivei.

Punctele de încărcare principale care au o durată de funcționare mai mare de doi ani, vor fi automatizate. Ele vor fi ținute sub control de aceeași persoană care deservește și linia de transportoare automatizată.

În mecanizarea operațiilor de manevră se tinde a se folosi numai utilaje (împingătoare, lanțuri etc.) electrice.

Un interes deosebit prezintă transportul hidraulic al cărbunelui. Dacă tăierea hidromecanică nu a căpătat răspîndire, folosindu-se presiuni chiar de 60—70 atm. transportul hidraulic capătă o folosire tot mai largă în R.P. Polonă.

Instalațiile de transport hidraulic se pot împărți în două grupe după felul efectuării transportului: pe jghiaburi în limitele sectorului și pe conducte. Transportul pe jghiaburi din abataj pînă la punctul de încărcare în vagonete este frecvent întîlnit. Pentru aceasta este nevoie ca stratul de cărbune să aibă o înclinare de cel puțin 4—5°. Jghiaburile folosite, sînt din tablă de oțel de formă trapezoidală. Consumul de apă la tona de cărbune este de 3÷4 m³/t. Productivitățile realizate în abataj sînt de 13 t/post, iar pe sector de 3—4 t/post.

La exploatarea minieră Debiensko transportul cărbunelui de la sector pînă la suprafață se execută hidraulic pe conducte la o distanță de 5000 m, iar pe verticală de 300 m. Schema instalației cuprinde dozatoare de alimentare cu camere tip GIG-2. Timpul de transport al unei bucăți de material pe conductă este de 30 min. Diametrul conductei este de 250 mm, iar debitul instalației de 100 t/h.

Se folosesc și instalații de transport cu pompe de tulbureală cu înălțimi de refulare de $H = 100 — 200$ m.

Gradul de electrificare în cazul transportului hidraulic ajunge la 96%.

În scopul ținerii sub control a funcționării tuturor instalațiilor atît din subteran cît și de la suprafață se folosește dispecerizarea. Pentru utilarea centralelor de dispecerizare se construiesc în serie camere de dispecer. O asemenea centrală tip GUD-59 este prezentată în fig. 28.

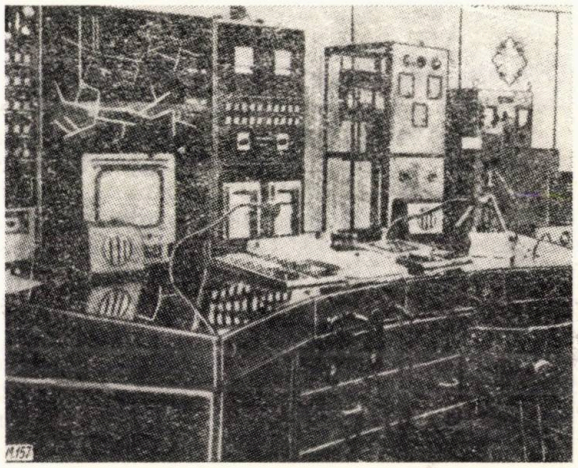


Fig. 28. Centrala de dispecer GUD-59

La exploatările mari, dispecerul de la suprafață ține sub control numai instalațiile mecanice principale, iar fiecare sector își are dispecerul lui care ține permanent legătură cu suprafața.

BIBLIOGRAFIE

[1] Jerzy Rabsztyn: *Obudowa przesuwna hydrauliczna typ BZPW*: Przeglad gorniczy, 1960 Nr. 11 (noiembrie) — pag. 546—550.

[2] Tadeusz Muszkiet: *Rozwoj gornictwa weglowego w Polsce w okresie 1961—1965 r*; Przeglad gorniczy, 1960. Nr. 12 (decembrie) pag. 604-612.

[3] Marcin Boreski: *„Rozwoj postepu technicznego"* Przeglad gorniczy; 1960, Nr. 3; pag. 140-155.

[4] Jan Zyzak: *Perspektywy postepu technicznego w planie 5 — letnim PW"*; Przeglad gorniczy; 1960 — Nr. 9; pag. 433-437.

[5] Album Maszyn Gorniczych 1950—1957; ZKMPW.

Puț de aeraj forat — o soluție nouă pentru aerisirea unui cîmp minier *)

Grupul de mine Draigadt-Mevissen exploatează, în marginea sudică a carboniferului productiv, un cîmp carbonifer îngust cu o lungime mare, din care cauză galeria de bază de la orizontul minus 500 m pe care se află două puțuri de extracție are o lungime de 9,5 km, cu o secțiune de numai 10 m^2. Din această cauză, deși cantitatea de aer pe lucrător încuviințată de autoritatea minieră este de numai 4 m^3, aerisirea minei era totuși insuficientă. În anul 1955 se anexează la acest cîmp de exploatare, înspre vest, un alt cîmp cu o lungime de 5,3 km. Considerînd greutățile de pînă acum în ceea ce privește aerajul și mutarea treptată a centrului de gravitate al exploatării spre vest, s-a pus problema proiectării și realizării unui aeraj corespunzător atît din punct de vedere tehnic cît și economic. În acest scop, s-a studiat la început posibilitatea aerisirii minei prin săparea unui puț de aeraj în limita vestică a cîmpului nou anexat. Această soluție însă a căzut, deoarece puțul trebuia săpat printr-un strat de nisip fin acvifer cu o grosime de circa 200 m, deci trebuia săpat numai prin metode speciale ca săparea prin congelare sau prin metoda Honigmann și apoi săparea în continuare a unei galerii de aeraj cu o lungime încă de 4,5 km — lucrări foarte scumpe și care cereau o durată de 4 ani, timp în care însă nu se mai putea suporta situația grea de aeraj a minei.

Pentru eliminarea acestor greutăți s-a ajuns la soluția forării a două puțuri de aeraj pentru aerisirea părții vestice a cîmpului minier. Din cauza căii scurte a aerajului între puțul de extracție și aceste puțuri de ieșire a aerului, a pierderilor mici prin diminuarea scurtcircuitărilor și prin faptul că aceste puțuri forate, care ar servi numai pentru aeraj, au pereții netezi și suprafața interioară complet liberă, este suficient ca ele să aibă un diametru mic. Din calculele făcute, prin primul puț se scurg, în diferite perioade de timp 1 930 și 3 000 m^3/min, iar pentru al doilea puț între 1 750 și 1 930 m^3/min aer viciat.

Avantajele acestei soluții sînt:

1. Îndreptarea în timp scurt a situației grele existente a aerajului în mină.
2. Asigurarea condițiilor de aeraj normale în cîmpul minier îngust pînă la finele exploatării.
3. Cheltuieli mici pentru forarea puțurilor de aeraj cu diametre mici, ca urmare a cantităților mici de aer și a depresiunilor mici necesare.

Determinarea diametrului interior al acestor puțuri de aeraj a fost influențată nu numai de cantitatea de aer ci și de metoda de săpare, mai ales că ele trebuiau să treacă printr-o formație de nisip fin acvifer cu o grosime de 184,5 m. La început s-a intenționat să se utilizeze în această porțiune metoda de săpare prin congelare, la care însă s-a renunțat din cauza prețului mare de săpare și a duratei de timp pentru executare. Ținînd seama de rezultatele obținute prin forajul puțurilor de asecare în exploatările de cărbune brun în condiții asemănătoare, s-a hotărît utilizarea metodei de forare prin absorbire, cu toate că diametrele sondajelor făcute pînă în prezent nu depășeau 1,50 m. Din calculele făcute considerînd condițiile tehnice de aeraj s-a ajuns la un diametru al sondajului de 2,35 m, corespunzător unui diametru interior de 1,6 m al coloanei de susținere a puțului.

Punctele de plasare a puțurilor au fost determinate prin două sondaje de cercetare. După mai multe schimbări în proiectare și construcție, s-a ajuns la executarea puțurilor conform schiței arătate în fig. 1.

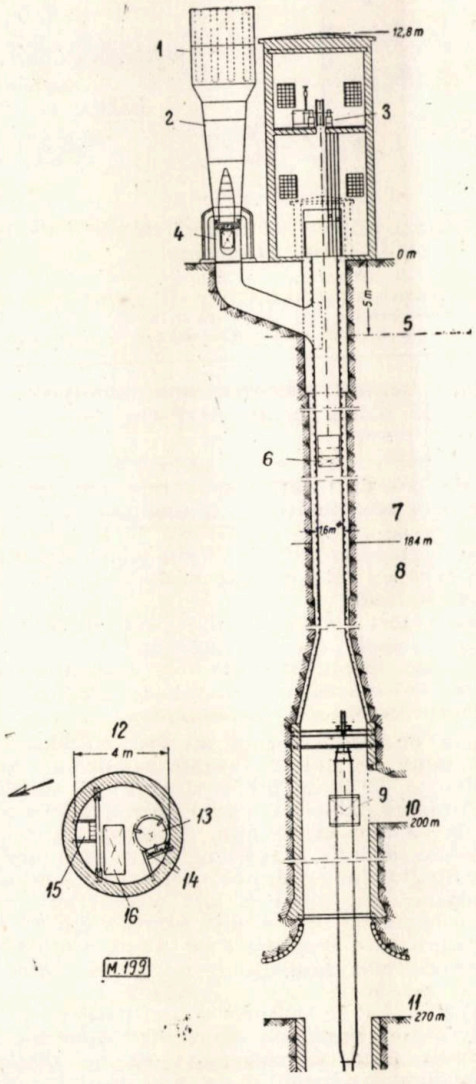


Fig. 1. Secțiune prin puțul de aeraj forat:

1 — amortizor de zgomot; *2* — difuzor; *3* — troliu cu tobă; *4* — ventilator cu partea motrice șanjabilă; *5* — nivelul apei subterane; *6* — colivie de vizitare; *7* — masiv acoperitor; *8* — carbonifer; *9* — colivie; *10* — orizont intermediar; *11* — orizont de aeraj; *12* — secțiune prin partea zidită a puțului; *13* — colivie; *14* — cablu; *15* secție de circulație; *16* — dispozitiv de extracție între orizonturi.

*) Prelucrare din Glückauf 7 (1961) după un articol semnat de H. Midendorf.

Săparea prin forare a puțului s-a făcut prin metoda forării prin absorbire, adică se forează rotativ o gaură de sondă netubată ; materialul rezultat din forare este absorbit la suprafață cu o viteză de 4—5 m/s prin prăjinile de săpare găurite. Nivelul apei este menținut în gaura de sondă în mod continuu cu 4—5 m deasupra nivelului hidrostatic,

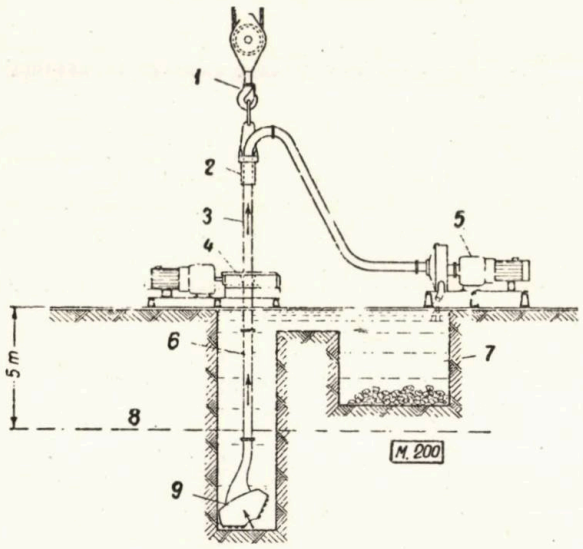


Fig. 2. Schema principială a unei instalații de forare prin absorbire :

1 — dispozitiv de atîrnare ; *2* — cap de alimentare ; *3* — prăjină pătrată pentru acționare ; *4* — masă rotativă ; *5* — pompă de noroi ; *6* — prăjini de forare găurite ; *7* — bazin de decantare ; *8* — nivelul apei subterane ; *9* — sapă Zublin.

astfel încît această suprapresiune hidrostatică este suficientă de obicei pentru evitarea căderii materialului din pereți.

Ca sapă pentru forare s-a utilizat în terenuri neconsistente o sapă rotativă de forma unei cepe care lucrează prin scormonire — așa-numita sapă Zublin (fig. 3) care se rotește cu 11 sau 12 rot/min. După atingerea carboniferului, în locul sapei Zublin s-a folosit o sapă cu role cu mai multe trepte în forma unui vîrf de brad.

Săparea a fost controlată din punct de vedere al verticalității după ce a ajuns în carbonifer, cu ajutorul unor dispozitive speciale constatîndu-se o deviere de 25,7 cm către sud-vest, deviere sub limita stabilită prin contractul de executare.

În gaura de sondă forată au fost introduse burlane din tablă de oțel în interior netede, iar la exterior întărite cu inele din oțel profil U sudate pe tablă. Grosimea tablei a variat începînd de la suprafață de la 13 mm la 20 mm, de asemenea distanța între inelele sudate a variat de la 400 mm la 240 mm. Spațiul inelar dintre pereții găurii de sondă și ai coloanei din tablă a fost umplut cu ciment. Această coloană de oțel a fost formată din 17 tronsoane, fiecare cu o lungime de 9—12 m, confecționate din table de oțel late de 3 m, sudate între ele. Tronsonul inferior a fost prevăzut cu un fund impermeabil. La introducerea burlanelor a fost mai întîi așezat deasupra găurii de sondă burlanul prevăzut cu fund și suspendat cu un dispozitiv special pe fundația turnului de foraj deasupra găurii. Tronsonul următor a fost așezat și potrivit deasupra celuilalt cu ajutorul troliului din turnul de forare și sudat din interior și de la exterior de pe o schelă. După aceasta, dispozitivul de fixare a fost desfăcut și întreaga coloană coborîtă cu ajutorul troliului în gaura de sondă, pînă cînd a început să plutească în noroiul din gaură. Coborîrea ulterioară s-a făcut prin pomparea apei din gaura de sondă, după ce mai întîi tronsonul următor a fost așezat și sudat. Pentru manevrarea coloanei, considerînd posibilitățile de plutire și cimentare, fundul a avut în mijlocul lui o gaură în care era înșurubată o țeavă care prin avansarea operației de introducere a coloanei a fost prelungită în sus. In această țeavă nivelul apei a fost pe timpul lăsării coloanei același ca în gaură.

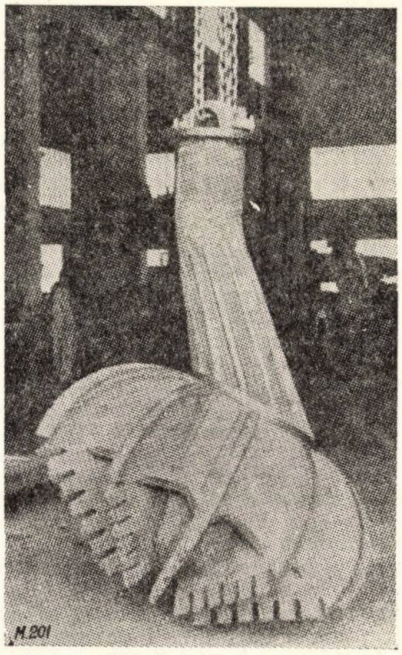


Fig. 3. Sapă Zublin.

Astfel s-a putut urmări mersul coloanei și, în caz de înțepenire, aceasta putea fi degajată prin ridicare sau coborîre, prin introducerea sau scoaterea de apă. De asemenea, materialul căzut din pereți pe fundul

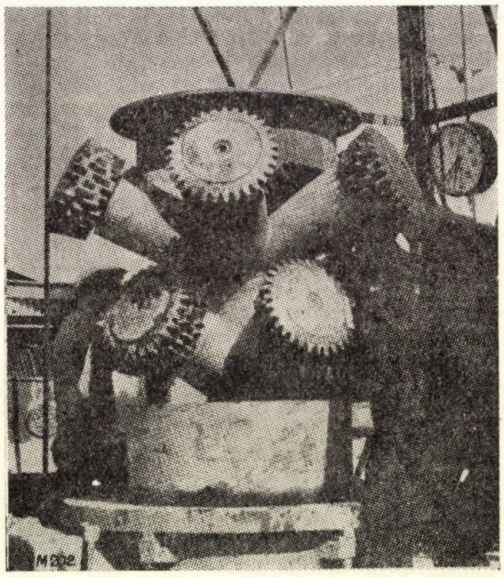


Fig. 4. Sapă cu role cu mai multe trepte.

găurii s-a putut scoate cu ajutorul unei linguri tot prin această țeavă. În fine, prin aceeași țeavă a fost cimentat spațiul inelar dintre coloana de susținere și peretele găurii de sondă, după o metodă încercată cu bune rezultate la forajele pentru petrol. Profilele

de oţel U sudate pe cilindru formează o dinţare pentru fixarea mai eficace a cimentului între coloana de susţine şi peretele găurii de sondă. Greutatea coloanei de susţinere, care era de 950 t — tuburile de oţel plus cimentul — a fost transmisă

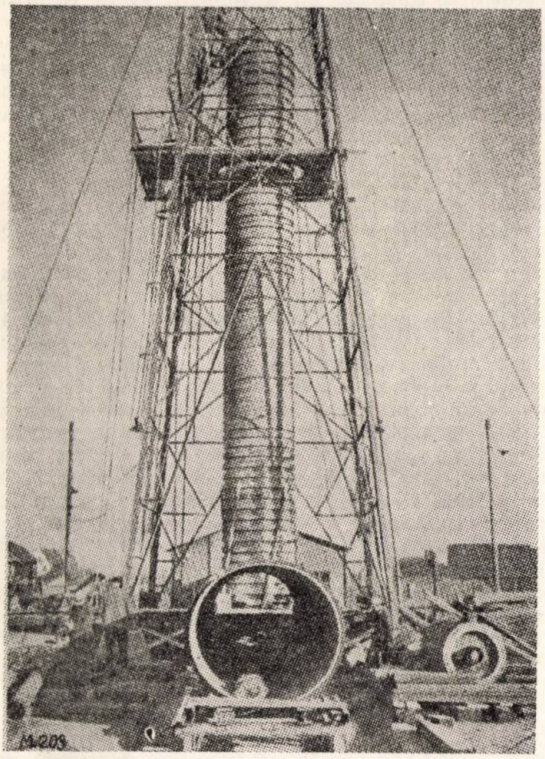


Fig. 5. Introducerea coloanei de susţinere în gaura de sondă.

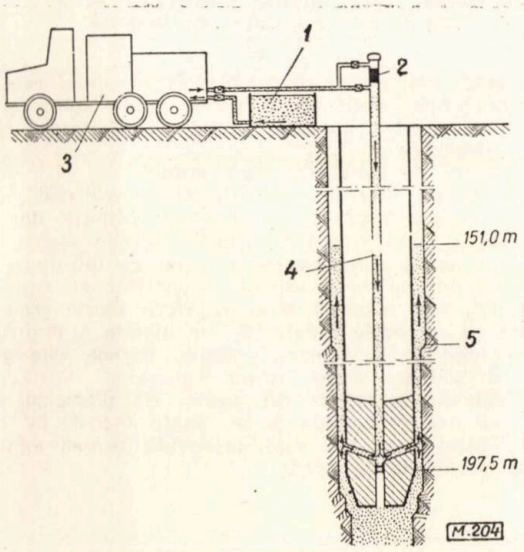


Fig. 6. Cimentarea părţii inferioare a puţului între minus 197,5 m şi minus 151 m.

1 — bazin de amestec ; *2* — dop ; *3* — vagonet cu ansamblul pompei ; *4* — conducta de cimentare ; *5* — prag de sprijin.

de aceste inele numai într-o mică măsură masivului. În cea mai mare parte ea s-a sprijinit însă pe rocile din carbonifer. Pentru a se evita o alunecare a coloanei, pe timpul săpării suitorului de legătură în orizontul minus 270, cu un diametru mult mai mare şi deci cu posibilitatea unei erupţii de apă, coloana a fost sprijinită în zona celor 13 m foraţi în rocile carbonifere. In acest scop, a fost făcut, la adîncimea de 189,75, adică 5,25 m în carbonifer, un prag de sprijin prin micşorarea diametrului găurii de sondă de la 2,35—2,05 m (fig. 6). Pentru ca pe acest prag de sprijin, cu o înclinare de 50° şi 15 cm lărgime, să se poată aşeza umplutura de ciment din spatele coloanei şi astfel forţele de sprijinire să fie dirijate o parte în masiv şi o parte în coloana de susţinere, această zonă a fost întărită prin îndesirea inelelor din oţel U. Pentru umplutura de ciment din spate s-a impus o rezistenţă la presiune de 200 kg/cm^2. Probele luate în timpul cimentării au ajuns după 28 zile la o rezistenţă de 310 kg'cm^2.

Pentru obţinerea acestor rezultate au fost pompaţi în 3 ore şi jumătate, în partea inferioară a puţului, suind pînă la minus 151 m, 4 000 saci de ciment utilizat pentru cimentarea sondelor în petrol, densitatea tulburelii de ciment fiind 1,9 kg/dm^3. După ce prin această operaţiune legătura impermeabilă cu masivul a fost executată, a fost umplută de la suprafaţă partea superioară a spaţiului inelar cu 11 840 saci de ciment, prin ţevi de cimentare introduse în acest scop. Deoarece în această parte superioară nu a fost impusă nici o condiţie specială, s-a putut utiliza aci un ciment mult mai ieftin.

Luîndu-se în considerare rezervele minei şi deci durata de exploatare a ei, au fost luate şi măsuri contra coroziunii suprafeţei interioare a coloanei puţului. Măsurile obişnuite de prevenire a coroziunii la puţurile principale de extracţie cu o viaţă lungă, adică tratarea cu mai multe straturi de zinc şi lacuri sintetice, ar fi fost în cazul acestor puţuri de aeraj prea multe şi prea costisitoare. Afară de aceasta, lucrările de sudare pentru formarea coloanei de susţinere ar fi fost mult îngreuiate. Din aceste motive a fost hotărîtă vopsirea lor cu un preparat special format dintr-o suspensie de praf de zinc într-o masă de materie sintetică, care după uscare conţine circa 95% zinc metalic. O vopsire ulterioară a legăturilor sudate sau o reparare în puţul umed este posibilă. Cu toate acestea, pentru preîntîmpinarea unei diminuări a rezistenţei statice prin coroziune, grosimea tablei de oţel din care s-a confecţionat coloana a fost mărită cu 3 mm peste rezultatele obţinute din calculele statice. Mărirea grosimii peretelui coloanei de susţinere, inclusiv vopsirea suplimentară, este vizibil mai ieftină decît protejarea contra coroziunii a construcţiilor puţurilor noi prin zincuire şi lacuri sintetice.

Pentru executarea tuturor operaţiunilor de montare a instalaţiilor la suprafaţă — săparea puţului prin forare, montarea şi lăsarea coloanei de susţinere, cimentarea părţii inferioare şi superioare — au fost necesare opt luni. Timpul necesar proiectat pentru săparea puţului adînc de 17,5 m a fost întîrziat cu două luni şi jumătate, din cauza numeroaselor deranjamente tehnice şi accidente neprevăzute, în special la forare. Parte din aceste accidente s-au datorat necunoaşterii condiţiilor de forare a găurilor cu diametru mare, 2,35 m, parte unor lipsuri tehnice. Stabilitatea peretelui găurii de sondă la forarea prin absorbire nu a putut fi bine stăpînită întotdeauna fără adaosuri de noroi. De asemenea, sapa Zublin nu a menţinut exact diametrul găurii, astfel încît din cînd în cînd apăreau surpări din perete care au dus la umplerea părţii inferioare a sondajului, mai ales la forarea carboniferului. Surpările argiloase şi mărirea din această cauză a densităţii noroiului la 1,06 kg/dm^3 au făcut necesară o schimbare a metodei de săpare prin absorbire cu metoda de ridicare a noroiului cu ajutorul aerului comprimat, care lucrează după principiul pompei Mammut. Apariţia repetată a ruperii prăjinilor de forare din cauza sudării defectuoase a lor a făcut necesare dese intervenţii de prindere. De asemenea, au fost necesare unele modificări constructive ale sapei cu role cu mai multe trepte şi ale prăjinii grele. La introducerea coloanei în noroiul din gaura

de sondă a trebuit mai înainte să fie înlăturată o neetanşeitate a fundului din primul burlan. După aceea, introducerea coloanei în gaura de sondă şi sudarea tronsoanelor conductei de susţinere au decurs, conform proiectului, în două săptămîni. Cimentarea a mers repede şi fără deranjamente. Din cauza lucrului neexact al sapei Zublin şi prin ruperea ulterioară a unor strate argiloase s-a întrebuinţat o cantitate de ciment cu 22% peste cea prevăzută.

Din cauza greutăţilor la forare s-a aşteptat cu lucrările de legătură în subteran pînă cînd, după cimentare, prin găurirea fundului coloanei de susţinere, s-a dovedit în mod sigur etanşeitatea lucrărilor. Suitorul de legătură a fost la început executat cu o secţiune mică de $4 \times 2{,}5$ m^2 cu susţinerea în lemn îndesiş pînă la fundul coloanei, care a fost spart. Apoi suitorul a fost lărgit de sus în jos la un diametru interior de 4 m şi zidit. Pentru scurgerea curentului de aer de la conducta puţului cu diametrul de 1,60 m pînă la puţul în zidărie cu diametrul de 4 m a fost montată o piesă metalică de legătură în formă de trompetă, lungă de 5 m, formată din mai multe părţi înşurubate între ele şi apoi cimentate în spate (fig. 1).

Instalaţiile de la suprafaţă constau dintr-un turn simplu şi mic al puţului zidit din cărămidă cu o înălţime de 12,8 m, în care este instalat un troliu de 15 kW, cu o viteză de extracţie de 0,5 m/s, pentru manevrarea unei colivii de un format special necesară pentru vizitarea puţului, un ventilator axial prevăzut cu difuzor şi o mică cabină pentru transformator şi tabloul cu legăturile electrice — toate acestea aşezate lîngă puţ.

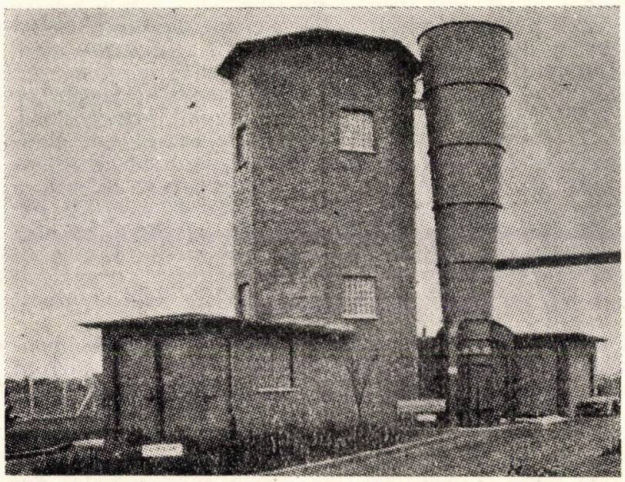


Fig. 7. Instalaţiile de la suprafaţă ale puţului.

Măsurătorile făcute în puţul de aeraj au arătat că valorile introduse în calcul la proiectare pentru conducta cu diametrul de 1,6 m au fost exacte; într-adevăr coeficientul de frecare $\lambda = 0{,}0133$ determinat corespunde valorii găsită practic pentru o conductă de oţel sudată şi cu o crustă potrivită.

În puţul zidit cu 4 m diametru util de la orizontul minus 270 m, inclusiv partea conică de legătură, depresiunea necesară este relativ mică. Din contră, ea creşte în conducta cu diametrul 1,6 m, ca urmare a vitezei mari a curentului de aer.

Deoarece pentru puţul de aeraj nu a fost prevăzut nici un fel de personal permanent, ventilatorul este supravegheat şi dirijat din camera de pontaj a puţului de extracţie al cîmpului respectiv. Aparatura necesară există atît la ventilator, cît şi în camera din care este condus de la distanţă, unde se mai găseşte şi o lampă de semnalizare.

Rezultatele cu primele puţuri de aeraj de diametre mici au corespuns aşteptării, întrucît prin împingerea acestor puţuri în zonele de exploatare care au nevoie de aeraj s-a ajuns la o aerisire bună cu o cantitate de aer relativ mică şi la o depresiune moderată. De aceea, a fost suficient un puţ cu diametru mic, cu instalaţii simple şi ale cărui cheltuieli de executare au fost mici. Cheltuielile făcute cu executarea acestor feluri de puţuri faţă de cheltuielile ce ar fi urmat să se facă cu săparea unui puţ de aeraj normal prin metodele obişnuite reprezintă numai circa 30% din acestea. In cele din urmă, soluţia cu acest fel de puţuri nu este numai o soluţie ieftină, ci este şi o soluţie rapidă pentru eliminarea greutăţilor de aerisire a unei mine.

Este de la sine înţeles că pentru utilizarea acestor feluri de puţuri la alte mine trebuie să se ia în consideraţie condiţiile existente acolo. Metoda de forare folosită s-a dovedit corespunzătoare în terenuri nestabile; în straturi mai consistente, metoda Honigmann este mai corespunzătoare. Un foraj după metoda forării prin absorbire sau cu ajutorul aerului comprimat (sistem Mammut) a putut fi dus la bun sfîrşit pentru săparea unui puţ de aeraj cu un diametru util de 1,6 m. Experienţa căpătată din aceste forări şi dezvoltarea lor vor trebui să arate dacă şi puţuri cu diametre mai mari — de 2,2—2,5 m — vor putea fi executate pe această cale. În aceste cazuri, prin aceste puţuri de aeraj se pot face şi transporturi regulate de personal.

★

Această soluţionare a problemei aerajului este de o importanţă foarte mare şi se poate aplica şi la aerisirea minelor noastre pentru exploatarea lignitului, deoarece:

1. Minele de lignit nu sînt adînci.
2. În aceste mine se exploatează de cele mai multe ori un singur strat cu o grosime mijlocie, deci la extragerea unei cantităţi mari trebuie făcute lucrări de aeraj îndelungate şi greu de întreţinut.
3. Intotdeauna în masivul acoperitor al stratului de lignit sînt nisipuri fine acvifere foarte greu de trecut cu metodele obişnuite de săpare a puţurilor, iar metoda de congelare, singura eficace, este mult prea costisitoare şi de lungă durată.
4. Săparea puţurilor de aeraj cu diametru mic este cea mai economică şi se poate executa în timp scurt, fiind deci cea mai adecvată pentru exploatările subterane de lignit.

Documentare

Trunov, I. G. şi Jurba, A. N.: **O nouă metodă de săpare a suitorilor.** In Ugol Ukrainî, U.R.S.S., 5 (1961), 34, 2 fig.

Pentru săparea suitorilor de legătură colaboratorii Institutului de cercetări din Makeeva au propus o nouă metodă. Pentru aceasta din galeria de transport pe toată lungimea suitorului şi înălţimea galeriei de aeraj se forează în masivul de cărbune o gaură cu diametrul de 500....700 mm (în funcţie de grosimea stratului). Din locul viitorului suitor se forează două găuri de sondă alăturate cu diametrul de 500... 700 mm, iar din galeria de aeraj, una cu diametrul de 250 mm. Apoi se face legătura între aceste găuri. In acest fel atît în suitor cît şi în galerie nu există spaţii în fund de şoc întrucît atunci cînd galeria de aeraj se apropie de locul viitorului suitor, minerul urmează suitorul de sus în jos. Această metodă de săpare a suitorului de legătură se aplică în special la strate foarte înclinate. Se uşurează munca minerilor, se scurtează de 4... 5 ori timpul de execuţie realizîndu-se totodată şi însemnate economii.

Dorschner, E.: **Coeficientul de exploatare, un indice important pentru ridicarea productivităţii muncii în exploatările la zi de cărbuni bruni.** In Bergbautechn., R.D Germană, 11 (1961), 237—244, 2 fig., 7 tabl.

Coeficientul de exploatare a cărbunilor din strat, adică raportul dintre cantitatea de cărbune extrasă pe o anumită suprafaţă de strat şi cantitatea de cărbune existentă pe aceeaşi suprafaţă, stabilită prin foraje, măsurări şi determinări de mase volumetrice, este în general mai mare de 0,9 la exploatările la zi de cărbuni bruni.

Se arată modul cum acest coeficient poate fi determinat şi urmărit anual, precum şi factorii de care depinde. Dintre aceştia, cei mai importanţi sînt: condiţiile geologice ale zăcămîntului, felul cum este condusă exploatarea stratului şi utilizarea, respectiv calitatea cerută a cărbunelui extras. De asemenea se definesc pierderile de cărbuni datorite naturii zăcămîntului şi pierderile datorite felului de exploatare. Se recomandă măsurile care trebuie să fie luate pentru a obţine o îmbunătăţire a acestui indice, care are o importanţă mare pentru utilizarea cît mai raţională a zăcămîntului.

Ulitin, V. G.: **Aparatura nouă de automatizare şi telecomunicaţii pentru mine şi instalaţii de preparare.** In Ugol, U.R.S.S., 36 (1961), 27—29, 6 fig.

La Uzina din Dnepropetrovsk se fabrică în serie aparate destinate automatizării utilajului tehnologic şi telecomunicaţiilor în mine precum şi instalaţiilor de preparare. Se descriu: dispozitivul AUK pentru comanda automată a liniilor de transportoare prin cablu cu şase conductori; tabloul de comandă la distanţă a transportoarelor cu raclete sau cu bandă, care are ca elemente principale amplificatoare magnetice; impulsorul capacitativ DE-1 pentru controlul la distanţă a prezenţei materialului pe transportoare; impulsorul vibrator DV-1 pentru controlul prezenţei materialului în bucăţi mari pe jgheaburi, pîlnii de evacuare, alimentatoare etc; instalaţia ZUL-1 pentru încărcarea automată simultană a 100 buc. lămpi de mică portative „Ukraina" din material plastic. Aparatele şi dispozitivele construite folosesc în schemele lor semiconductori, elemente magnetice şi izotopi radioactivi.

Verklov, B. A.: **Maşina de havat „Ural-33".** In Ugol Ukrainî, U.R.S.S., 5 (1961).

Se descrie construcţia şi modelul de funcţionare a acestui nou tip de maşină de havat. Maşina „Ural-33" are următoarele caracteristici: puterea sporită a motorului electric de acţionare (88 kW), trei viteze de tăiere (2,32; 2,96 şi 3,47 m/s); variaţia continuă a vitezei de avans între 0 şi 2,8 m/min; acţionarea electrohidraulică a braţului de havaj şi de avans al maşinii; concentrarea comenzilor maşinii pe un singur tablou de comandă; suprimarea prafului în timpul tăierii prin injectarea apei în făgaşul de havaj. In urma creşterii vitezei de avans de 2,4 ori faţă de maşina de havat KMP-2, consumul specific de energie electrică al maşinii „Ural-33" este de 1,9 ori mai mic.

Markman, D. E.: **Record mondial de productivitate al combinei „Donbass".** In Ugol, U.R.S.S., 36 (1961), 43—45, 2 tabl.

Recent a fost stabilit un nou record mondial realizat cu ajutorul unei combine Donbass realizîndu-se producţia lunară de 45 859 tone de cărbune, exploatat dintr-un strat de 1,65 m grosime, cu înclinare 8... 10° într-un abataj frontal de 365 m lungime. Această realizare a fost posibilă datorită organizării ciclice a producţiei în flux continuu şi luării măsurilor auxiliare de perfecţionare a utilajelor şi metodelor de lucru. Astfel, a fost întărit încărcătorul combinei; s-a trecut la acţionarea combinei cu motoare electrice mai puternice (2 × 88 kW); transportoarele cu raclete SKR-11 au fost înlocuite cu transportoarele SKR-20; stîlpii şi grinzile de lemn au fost înlocuiţi peste tot cu stîlpi şi grinzi metalice. Timpul efectiv de lucru al combinei a crescut la 20 ore pe zi, folosindu-se 4 ore pentru montarea transportorului cu raclete şi coborîrea combinei.

Gaiko, E. I.: **Mecanisme noi pentru foraj.** In Ugol Ukrainî, U.R.S.S., 5 (1961).

Perforatorul pneumatic rotativ C-3A este destinat pentru forajul găurilor de sondă cu diametrul de 300 mm în cărbune şi 36... 56 mm în roci moi, avînd o turaţie de 550 rot/min şi o greutate de 14 kg. Faţă de perforatorul SPR-11 perforatorul C-3A are o viteză de foraj de 2,5 ori mai mare.

Maşina de forat SBL-3 este construită pentru forajul găurilor de drenaj în cărbune cu diametrul de 120... 300 mm şi adîncime de 8 m. Acţionarea maşinii se face pneumatic. Maşina se compune din dispozitivele de avans, de rotaţie şi de fixare în galerie. Consumul de aer comprimat la 3,5 at este de 6,8 m^3/min. Productivitatea maşinii de forat SBL-3 depăşeşte de cinci ori pe aceea a perforatorului SPR-11.

Rudanovski, A. A. şi Jireakov, V. N.: **Mişcarea automată a combinei pe contactul între stratul de cărbune şi steril.** In Ugol Ukrainî, U.R.S.S., 5 (1961).

In timpul funcţionării combinei este foarte important ca organul de tăiere să fie menţinut în poziţia care să asigure mişcarea lui pe contactul între stratul de cărbune şi sterilul din culcuş. Pentru realizarea acestei conduceri a combinei în mod automat s-a încercat cu succes un dispozitiv radioelectronic, al cărui principiu de acţionare este bazat pe folosirea efectului radiaţiilor difuze ale razelor γ. Intensitatea radiaţiilor, recepţionată de elementele sen-

sibile ale dispozitivului, depinde de densitatea mediului de difuzie, adică de distanța pînă la contactul între cărbune și steril.

Incărcările regulatorului automat au fost făcute la combina KN-1 cu două brațe. Se descrie schema, modul de funcționare a regulatorului automat, care a trecut cu succes încercările la uzină și cele în exploatare timp de patru luni, arătînd o precizie de reglaj de circa 20 mm.

Zurek, F. și Kaspar, I.: **Automatizarea instalațiilor de preparare.** In Bergbautechn., R. D. Germană, 11 (1961).

Automatizarea instalațiilor de preparare întîmpină dificultăți de cele mai multe ori din cauza neomogeneității materialului alimentat și de aceea este necesar ca procesele tehnologice și instalațiile să se adapteze la această lipsă de omogeneitate. Se fac recomandații în acest scop, și se arată că este necesar un număr mare de dispozitive de control, măsurare și reglare care să poată comanda totodată în mod corespunzător fluxul tehnologic. Se arată că înainte de a se introduce automatizarea într-o instalație de preparare este necesar ca aceasta să fie studiată complet, stabilindu-se caracteristicile dinamice și cinetice ale fiecăruia din procesele tehnologice, adaptarea sistemelor de circuite la automatizare etc. Pentru exemplificare se arată cum se realizează automatizarea la o instalație de măcinare în circuitul închis cu o singură treaptă și cu două trepte, automatizarea flotației, aceea a funcționării unui hidrociclon și a aerării celulelor de flotație.

Lugovski, S. I. și Dîmciuk, G. K.: **Perfecționarea schemei de aeraj al minelor de minereu.** In Gornîi j., U.R.S.S., **136** (1961).

Schema de aeraj în diagonală al minelor cu mai multe orizonturi de exploatare nu asigură continuitatea aerajului, complică rețeaua de aeraj și mărește pierderile de aer în zonele de surpare. Se propune aplicarea unei scheme noi, care prevede intrarea aerului prin trei puțuri de aeraj, de unde, prin galeriile orizontului de transport, aerul trece în blocurile de abataj. Aerul viciat trece din abataje într-o galerie direcțională colectoare, situată mai sus decît orizontul de transport al etajului imediat superior. Aerul viciat este aspirat în mai multe locuri ale galeriei colectoare de aeraj, astfel ca presiunea aerului să varieze cît mai puțin. Pentru minele adînci de mare productivitate se recomandă schema de aeraj refulant-aspirant cu puțuri de aeraj speciale, nearmate.

Sirokov, A. P.: **Extragerea cărbunelui din stratele cu înclinare mare în minele din Kuzbass fără folosirea oamenilor în abataj.** In Ugol, U.R.S.S., **36** (1961).

Procesul de armare a abatajelor în strate cu înclinarea mare și grosimea pînă la 3,5 m cuprinde circa 60% din volumul total de muncă din abataj. Pentru a reduce la minimum acest volum de muncă, s-au încercat cu succes două metode de exploatare fără a întrebuința mîna de lucru în abataj. Prima metodă constă în extragerea cărbunelui prin împușcarea găurilor de mină lungi, forate paralel cu frontul de abataj. S-au folosit găuri de 98 mm diametru încărcate cu cartușe de amonită așezate în două rînduri paralele; orificiul de jos al găurii era burat, iar gaura umplută cu apă; în cazul folosirii găurilor de 43 mm diametru, împușcarea se făcea fără buraj hidraulic. Distanța între găurile de mină s-a redus de la 1,8... 2 m la 1... 1,3 m. S-a introdus susținerea laterală cu ancore metalice, ceea ce a permis adoptarea pasului de surpare pînă la 50... 65 m. Metoda a doua constă în folosirea ferăstrăului de cărbune cu cablu, compus din șapte freze armate cu aliaj pobedit, așezat la distanța de 0,8 m între ele. Greutatea ferăstrăului era de 60 kg. Cablul de tracțiune a ferăstrăului era acționat cu un troliu de 21 kW așezat în galeria superioară.

Grigoriev, I. A. și Tkacenko, L. P.: **Surparea acoperișului fără stive.** In Ugol. U.R.S.S., 36 (1961).

In cadrul minelor unui trust din U.R.S.S. s-au făcut cu succes încercări de eliminare a stîlpilor speciali de prăbușire OKU, folosind pentru prăbușirea în stratele de 0,5... 1,2 m grosime stîlpi metalici GS, SDT sau stîlpi de lemn. Cele mai bune rezultate s-au obținut prin folosirea stîlpilor SDT în abataje cu combine, în care înclinarea stratului este peste 18°, permițîndu-se astfel evacuarea cărbunelui prin greutatea proprie pe jgheaburi emailate fixe. Spațiul susținut se reduce astfel la 2 m, densitatea susținerii în abataj micșorîndu-se la 1... 1,5 m stîlpi pe 1 m².

Vasișvili, T. D., Skripka, P. F. și Iațîșen, G. N.: **Experiența de folosire a hidromecanizării pentru rămînerea sterilului în mină.** In Ugol, U.R.S.S., **36** (1961).

Pentru a micșora cantitatea de steril extras din lucrările de pregătire s-a încercat cu succes transportul hidraulic al sterilului și rambleiajul hidraulic cu ajutorul lui a spațiului exploatat în partea inferioară a abatajului frontal cu înclinare redusă. Sterilul împușcat, încărcat cu ajutorul mașinii PPM-4 în buncărul transbordorului cu bandă și raclete, era supus zdrobirii în moara cu ciocane DMȘ-IA pînă la granulația de 18 mm, amestecat apoi cu apă. Pulpa, cu ajutorul unei pompe cu debit de 540 m³/h și refulare de 84 m C.A., se trimitea printr-o conductă de 150 mm diametru în spațiul exploatat. Delimitarea spațiului exploatat se făcea cu scuturi susținute cu stîlpi hidraulici GS-2. Pasul de rambleiaj fiind de 3,2 m, lățimea fîșiei rambleiate pe înclinarea abatajului era de 46,5 m. Apa provenită din rambleu se scurge pe jgheabul părții inferioare a scuturilor spre bazinul colector, care, fiind împărțit în patru compartimente, servește pentru decantarea apei. Apa decantată reintră în circuitul închis de circulație. Pe lîngă rămînerea sterilului în mină și ușurarea transportului subteran, se ameliorează dirijarea acoperișului și aerajul.

Budcenko, N. I.: **Dezvoltarea lucrărilor de exploatare la zi în Kuzbass în septenalul curent.** In Ugol, U.R.S.S., 36 (1961), 5, 35—39, 3 tabl.

Se fac recomandări în legătură cu dezvoltarea exploatării la zi în Kuzbass. Această dezvoltare privește în primul rînd organizarea producției de cărbuni cocsificabili, folosirea utilajelor miniere și de transport de mare productivitate, mecanizarea complexă a proceselor de producție și îmbunătățirea tehnologiei. O atenție deosebită trebuie acordată dezvoltării hidromecanizării prin creșterea productivității instalațiilor de pompare, reducerea consumului specific de apă și de energie electrică, perfecționarea tehnologiei lucrărilor de hidromecanizare în condiții de iarnă și utilizarea pe scară industrială a instalațiilor de preparare a cărbunilor inferiori.

Lagher, A. I.: **709 m de galerie direcțională săpați și armați într-o lună.** In Ugol, U.R.S.S., 36 (1961).

Săparea galeriei direcționale cu profil armat de 6,9 m² s-a efectuat parțial într-un strat de cărbune cu grosimea de 1,1 m și o înclinare de 24... 26°. Lucrările de perforare și împușcare au fost efectuate simultan cu patru perforatoare electrice rotative SER-19 D la perforarea a 8 găuri de mină de 2 m adîncime în cărbune și 8 găuri de mină de 3,3 m în steril; s-a folosit împușcarea cu amorse electrice cu microîntîrziere. Se arată monografia de împușcare aplicată. Încărcarea cărbunelui și sterilului în vagonete de 1,5 m³ s-a făcut cu mașina de încărcat electrică EPM-1; transportul era asigurat cu locomotive electrice cu acumulatoare AK-1 și garnituri

de 9... 10 vagonete de mină. Dublarea provizorie a liniei de transport cu capacitatea de 10 vagonete era instalată la 20... 25 m de la frontul de lucru. O altă dublare a liniei era montată la mijlocul galeriei servind pentru gararea locomotivelor. Armarea galeriei s-a făcut cu arce metalice elastice din profil special tip AK-1—900 (18 kg/m), distanța între armături fiind de 0,8 m, iar căptușirea între armături s-a făcut cu lemn. Aerajul era asigurat cu ventilatoare „Prohodka 500-2 M". Datorită organizării lucrărilor după graficul ciclic în patru schimburi de șase ore, s-au putut săpa și arma 709 m de galerie într-o lună.

Ianson, E. P. și Arganciev, R. S.: **Mașină de tip nou pentru forajul găurilor de sondă pentru degazare.** In Ugol, U.R.S.S., **36** (1961), 5.

Sondeza SBG-1 pentru forajul găurilor de sondă destinate degazării stratelor de cărbune a trecut cu succes încercările industriale în minele din bazinul Karaganda. Sondeza SBG-1 are o productivitate de 18 m/h de gaură de 150 mm diametru, adîncimea maximă de foraj fiind de 300 m în orice direcție; prăjinile de foraj folosite sînt de 42... 50 mm diametru; acționarea este asigurată de un electromotor de 15 kW. Față de sondeza KA-2M-300, sondeza SBG-1 are o productivitate de trei ori mai mare în steril și de 1,5 ori în cărbune. Folosirea sondezelor SBG-1 poate fi recomandată pentru forajul găurilor de sondă pentru aeraj și de cercetări geologice.

Muratov, I. I.: **Dispozitiv de stropire.** In Ugol, U.R.S.S., **36** (1961), 5, 58—59.

Pentru combaterea prafului, care se formează în cursul funcționării combinelor de înaintare s-a încercat cu succes întrebuințarea injectoarelor de apă, cu ajutorul cărora se formează două perdele de apă pulverizată, distanța între ele fiind de 1... 1,5 m. In felul acesta se creează o zonă alungită de contact între praful fin dispersat și ceața de apă, care mărește considerabil coeficientul de captare a prafului și micșorează coeficientul de prăfuire al aerului pînă la nivelul normei sanitare, protejînd astfel pe manipulantul combinei.

Bekasov, A. S.: **Mașina de încărcat MPB cu gabarit redus.** In Gornîi j., U.R.S.S., **136** (1961), 3, 55—56, 1 fig.

Mașina de încărcat MPB este destinată pentru încărcarea minereului și rocilor de tărie medie cu granulația pînă la 350... 400 mm în timpul săpării lucrărilor de pregătire și în abataje. Ea poate funcționa în galerii cu profil peste 4,5 m² și cu înclinare pînă la 8... 10°. Mașina MPB este montată pe șenile și are un debit de 60 t/h, viteza de deplasare 5,15 m/min, presiunea pe sol 1,15 kg/cm²; acționarea se face cu cinci motoare electrice, însumînd 23 kW. Mașina MPB se compune din trei părți: una de prelucrare a materialului de pe sol; partea de deplasare cu șenile și partea de descărcare cu bandă transportoare. Greutatea totală a mașinii este de 4580 kg. Este de menționat gabaritul redus al mașinii (1340 mm înălțime în timp de lucru, 1420 mm în timpul transportului). Încercările industriale efectuate cu prototipul mașinii au dovedit posibilitatea ei de folosire în condiții grele în subteran.

Hutornoi, P. S.: **Metodă rațională de aprovizionare a minelor cu mașini miniere și piese de rezervă.** In Gornîi j., U.R.S.S., **136** (1961), 3, 41—45, 4 tabl.

Uzina de unelte pneumatice „Kommunist" garantează o anumită durată de funcționare a perforatoarelor și coloanelor pneumatice de susținere. In caz de defectare a utilajului în termen de garanție și din vina constructorului, uzina înlocuiește în mod gratuit mașina defectă. In afară de aceasta uzina asigură întreținerea lor și înlocuirea pieselor uzate prin brigăzi de întreținere, la fiecare mină. Stocul de piese de schimb la mină aparține uzinei constructoare. Pentru mașini de încărcat, sondeze, trolii etc. livrarea pieselor de schimb se face centralizat de către uzinele constructoare ale acestora. S-a procedat la stabilirea consumurilor specifice de piese de schimb pentru principalele mașini miniere și la determinarea gradului admisibil de uzură a pieselor perforatoarelor pneumatice.

Eisner, H. S.: **Limitarea propagării exploziilor de praf de cărbune.** In Iron Coal Trades Rev., Anglia, **182** (1961), nr. 4840, 853—855 4 fig.

Propagarea exploziilor de praf de cărbune poate fi oprită prin pulverizarea în atmosfera minei a unor cantități de material inert: pulbere obținută prin sfărîmarea fină a diferitelor roci. Această pulbere, uscată, este depozitată în vrac pe niște polițe de lemn dispuse în galerie din loc în loc la înălțimea potrivită. Fețele polițelor sînt constituite din bucăți scurte de scîndură, sprijinite liber — fără cuie — pe două traverse de lemn sau metalice. La un început de explozie a amestecului aer-praf de cărbune, scîndurile polițelor sînt aruncate în aer și praful inert pulverizat în sensul propagării undei explozive. Prin această pulverizare, compoziția atmosferei se modifică și explozia este limitată. La amplasarea polițelor se va amenaja spațiul necesar pentru ca scîndurile aruncate de explozie să nu deterioreze conductele, cablurile etc.

Prokofiev, V. P.: **Mărirea randamentului la instalațiile principale de ventilatoare în minele de neferoase.** In Gornîi j., U.R.S.S., **136** (1961), 3, 25—30, 2 fig., 1 tabl.

Se examinează condițiile de funcționare și posibilitățile de mărire a randamentului instalațiilor principale de ventilatoare și se dau următoarele recomandări: micșorarea rezistenței canalelor de aeraj și a puțurilor de mină; folosirea integrală a rezervelor de capacitate a ventilatoarelor; reglementarea normelor de proiectare și de exploatare ale instalațiilor principale de aeraj și în primul rînd stabilirea rezistenței, randamentului și rezervei admisibile de debit.

Se dau datele de exploatare a instalațiilor de ventilatoare din cîteva mine de neferoase, indicații practice cu privire la îmbunătățirea funcționării lor legate de elementele sistemului de aeraj.

Egerton, F. și Wool, A. E.: **Cîteva sisteme de control fără contact mecanic utilizate în minerit.** In Min. Electr. Mech. Eng., Anglia, **41** (1961), nr. 486, 338—348, 30 fig.

Extinderea controlului automat în minerit impune acționarea repetată a unor întreruptoare și relee. Pînă acum, acestea erau mecanice sau electromagnetice. In prezent, se înlocuiește întreruptorul mecanic printr-unul inductiv fără contact, iar releul magnetic printr-un „agregat static-logic". Intreruptorul inductiv este constituit din doi electromagneți în formă de U, ale căror bobine sînt conectate în serie cu două rezistențe, ansamblul formînd o punte-detector, alimentată cu semnale în circuit alternativ de intensitate redusă. Pe puntea-detector, se află în derivație o punte redresoare. Cînd armăturile electromagneților sînt atrase, echilibrul punții-detector se strică, și ia naștere o forță electromotrice, care are drept consecință nașterea unui curent continuu într-o rezistență aflată în derivație pe puntea-redresor. „Agregatul static-logic" cuprinde un amplificator-redresor magnetic, care primește semnale în curent alternativ și dă impulsuri în curent continuu. Acestea acționează asupra solenoizilor unor ventile electropneumatice sau electrohidraulice. Aparatura descrisă se aplică la comanda încărcării și descărcării schipurilor, a opritorilor de vagonete, a culbutoarelor, etc.

Rankin, W. W.: **Impuşcarea în galerii de exploatare în cărbune.** In Iron Coal Trades Rev., Anglia, **182** (1961), nr. 4841, 889—895, 11 fig., 2 tabl., 5 ref. bibl.

La săparea unor galerii de exploatare într-o succesiune de argile şi gresii, cu un strat de cărbune de 80 cm grosime situat în apropierea tălpii, s-a utilizat un nou amestec exploziv. Acesta cuprindea, în procente 12,7... 14,7 nitroglicerină sau nitroglicol, 32... 35 nitrat de amoniu, 35,3... 38,5 clorură de sodiu, 10... 12 carbonat de calciu, 2,5... 4,5 rumeguş, 1,5 sulfat de calciu şi 1,5 argilă. Explozivul avea viteza de detonare de 1700 m/s şi era amorsat cu capse cu întîrzieri de la zero la 30 milisecunde, darea focului făcîndu-se de la baterii electrice sau explozoare. Dispunerea găurilor de mină a urmat diferite scheme — cu pană laterală sau cu simbure central. Găurile erau burate cu apă — în pungi din policlorură de vinil — iar gura fiecărei găuri era prevăzută cu un dop de argilă.
S-au obţinut astfel rezultate bune în roci de tărie medie.

Desecarea prin vibrare a cărbunelui spălat. In Iron Coal Trades Rev., Anglia, **182** (1961), nr. 4841, 913, 2 fig.

O nouă metodă de desecare a cărbunelui spălat se bazează pe observaţia că o presare uşoară produce separarea apei şi aglomerarea solidului. Efectul de presare a particulelor se obţine, în cazul studiat, prin vibrarea masei de cărbune depozitat într-un buncăr. In cursul operaţiei, apa se ridică în partea superioară a masei, de unde este drenată prin tuburi metalice perforate. Buncărul utilizat are capacitatea de 15 t. Vibraţiile sînt produse de două vibratoare electrice rotative de cîte 0,8 kW. Cărbunele este pus în stare de vibrare de către un coş în trunchi de piramidă. Acesta conturează interior partea de jos a buncărului şi transmite impulsurile pe care le primeşte de la vibratoare. Prin încercări, s-au stabilit condiţiile optime de lucru ale sistemului. Descărcarea cărbunelui din buncăr se face pneumatic.

Hislop, W.: **Utilizarea unui amestec de aer şi apă pentru prevenirea exploziilor de gaze în abataj.** In Min. Eng., Anglia, **120** (1961), nr. 6, 449—463, 5 fig., 5 tabl., 5 ref. bibl.

In abataje, o cauză a exploziilor de gaze o constituie scînteile de fricţiune produse de lucrul cu combina. S-a reuşit să se înlăture pericolul diluînd gazele, prin pulverizarea unui amestec de aer comprimat şi apă, la nivelul la care acţionează organele tăietoare ale combinei. Aparatura utilizată pentru producerea şi pulverizarea amestecului cuprinde: un rezervor de presiune, de 0,7... 1 m³, plin cu apă; o cameră de amestec; capul de pulverizare; un manometru; contorul de aer comprimat, de un tip special; un contor de apă; conductele de legătură. Aerul comprimat este dirijat, de la contor, o parte în rezervorul de presiune, pentru împingerea apei spre camera de amestec, iar cea mai mare parte direct în camera de amestec. Presiunea de lucru a aerului comprimat este de 5,3... 5,7 atm. Se consumă circa 1,7... 2 m³ aer-redus la presiunea atmosferică — şi 4,5... 8 litri apă pe minut. Pe lîngă diluarea gazelor, procedeul descris asigură reducerea temperaturii şi a prafului.

Thissen, R.: **Suport telescopic de perforator folosit drept coloană pentru instalarea stîlpilor de susţinere.** In Schlägel u. Eisen, R. F. Germană, 1961, nr. 3, 158—159, 4 fig.

La o mină de cărbuni, în care se exploatează strate de cărbuni groase pînă la 4 m, manipularea stîlpilor de susţinere lungi de peste 2 m şi grei de 109 kg era foarte anevoioasă. Pentru a uşura operaţia de instalare a stîlpilor, s-au folosit suporturi pneumatice telescopice de perforatoare, cărora li s-au adăugat prelungitoare şi o furcă, astfel ca să ajungă la lungimea totală de 3970 mm. Cu ajutorul furcii se apucă stîlpul de fricţiune folosit pentru susţinere, se întinde cu ajutorul mecanismului pneumatic şi se fixează în poziţia definitivă sub sarcină de către un singur om. Se descrie metoda care este avantajoasă şi din punctul de vedere al securităţii.

Schlebusch, L.: **Deservirea şi controlul de la distanţă, precum şi automatizarea instalaţiilor miniere de pompare de capacitate medie şi mare.** In Glückauf, R. F. Germană, **97** (1961), nr. 9, 496—504, 14 fig., 2 ref. bibl.

Problemele care se pun la automatizarea instalaţiilor miniere de pompare sînt următoarele: supravegherea nivelului apei din bazinele de alimentare a pompelor; telecomanda şi telecontrolul pompelor; protecţia automată a instalaţiei şi punerea în funcţiune şi oprirea automată în funcţie de nivelul apei din bazinele de alimentare; amorsarea automată a pompelor; manipularea şi reglarea automată a ventilelor. Se descriu şi se analizează critic diversele soluţii şi dispozitive de automatizare folosite la: pompe subacvatice cu motor nescufundat; pompele verticale subacvatice cu motor nescufundat, pompele normale cu alimentare directă fără aspiraţie; pompe cu amorsare automată, din conducta ascendentă dintr-un rezervor special sau cu o pompă de vid. Pentru fiecare din aceste instalaţii se dau exemple practice şi se prezintă scheme de montare a dispozitivelor de automatizare şi telecomandă.

Gorbunov, B. F.: **Capacitatea de transport a unei maşini de extracţie cu colivii folosite provizoriu la săparea puţurilor de mină.** In Izv. vîss. ucebn. zavedenii, Gornîi j. U.R.S.S., 1961, 3, 25—34, 4 fig., 2 tabl., 1 ref. bibl.

Pe baza calculelor executate după metoda propusă de autor se determină capacitatea de transport a unei instalaţii de extracţie folosite în timpul săpării puţurilor, în funcţie de tipul de colivie. Sistemul şi înălţimea de extracţie, viteza maximă de circulaţie, durata pauzelor şi caracterul lucrărilor miniere deservite la săparea lor de instalaţia respectivă de extracţie. Analizîndu-se datele obţinute din calcule se constată că: creşterea capacităţii de transport concomitent cu mărirea vitezei maxime de circulaţie are valoarea maximă la instalaţiile de extracţie care au colivii monoetajate pentru un vagonet pe etaj. Influenţa măririi vitezei maxime de circulaţie asupra capacităţii de transport a instalaţiei, în cazul cînd V_{max} are valori mici, este mai mare decît în cazul cînd V_{max} are valori mari. Timpul necesar încărcării şi descărcării coliviilor este determinat de durata pauzelor în timpul transportului diferitelor încărcături. Relaţia între capacitatea de transport a instalaţiei de extracţie şi durata pauzelor, înălţimea de extracţie cu diferite tipuri de colivii este arătată pe o epură. Se constată că pe măsură ce înălţimea de extracţie creşte, influenţa duratei pauzelor asupra capacităţii de transport scade. Folosirea coliviilor bietajate cu vagonet de 1 t pe etaj este raţională numai dacă înălţimea de extracţie depăşeşte 500... 600 m. Se fac recomandări practice pentru diferite cazuri de variaţie a parametrilor menţionaţi.

Zimina, E. A.: **Studiul prin metoda fotoelasticităţii a stării de tensiune a rocilor din vatra lucrărilor miniere susţinute cu buloane de ancorare.** In Izv. vîss. ucebn. zavedenii, Gornîi j., U.R.S.S., 1961, 3, 19—24, 4. fig., 2 ref. bibl.

La Institutul de cercetări miniere din Leningrad s-a aplicat metoda fotoelasticităţii pentru studiul relaţiilor în distribuţia tensiunilor în funcţie de poziţia buloanelor de ancorare, numărul lor şi adîncimea de montare. S-a constatat că prin montarea buloanelor în vatra galeriilor se restabileşte într-o anumită măsură echilibrul rocilor, împiedi-

MŰSZAKI KÖNYVTÁR-ORSZ. 1883

REVISTA MINELOR

ANUL XII NR. 9 SEPTEMBRIE 1961

СОДЕРЖАНИЕ

Пути снижения себестоимости

Антон П.: *Увеличение рентабельности металлоносных шахт путем рациональной организации вентиляции.* Анализируются три аспекта механической вентиляции, а именно: направление вентиляции, способ организации вентиляции и способ организации вентиляторных станций, указывая как при правильном выборе решений можно обеспечить существенные экономии по эксплуатационным расходам.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 385—389.

Ионеску Фл.: *Комплексная геофизическая разведка железных руд.* В работе представлен способ, в котором разные методы геофизической разведки способствуют обнаружению и исследованию залежей железа.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 389—391.

Кемингер Р.: *Работа шаровых и стержневых мельниц при сверхкритических оборотах.* В работе дается синтез испытаний и результатов, полученных заграницей при дроблении при сверхкритических скоростях, останавливаясь на области применения данного способа для случая цветных и серебро-золотоносных руд.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 392—402

Пути внедрения передовой техники в обогащение руд.

Кристович М. и Нистореску Алекс.: *Исследования по внедрению гидроциклонов в качестве классификационных аппаратов в линию дробления обогатительной фабрики Сэсар.* Представлены результаты опытов исследования гидроциклонов в цепи дробления: дробилка-классификатор при обогащении золотоносной руды, приводя рабочие параметры и указания на пути использования гидроциклонов в качестве вспомогательных аппаратов в процессе обогащения руд.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 402—408

ЗАМЕТКИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Wege zur Kostenabsetzung

Anton P.: *Die Erhöhung der Rentabilität in den Erzbergwerken durch rationelle Organisierung der Bewetterung.* Man betrachtet drei Faktoren der mechanischen Bewetterung: die Frischluftrichtung, die Organisierung des Wetterbetriebes und die Organisierung der Belüftungsstellen. Man weist auf den Weg his, der, bei korekter Wahl der Bewetterungsart, zu einer bedeutenden Absetzung der Betriebskosten führt.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 385—389

Ionescu Fl: *Komplexe geophysikalische Forschungen für Eisenerze.* In dem Aufsatz wird gezeigt wie die geophysikalischen Verfahren zu der Auffindung der Eisenerzlagerstätten führen und zur Untersuchung solcher Vorkmmen beitragen können.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 389—391.

Keminger P.: *Die Arbeitsweise der Stabrohr- oder Kugelmühlen bei überkritischen Drehzahlen.* Nach einer Übersicht auf die im Auslande bei überkritischen Drehzahlen in Kugelmühlen durchgeführten Zerkleinerungsversuche, behandelt der Verfasser das Anwendungsgebiet dieses Verfahrens für die Nichteisen- und Goldsilbererze.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 392—402

Wege zur Einführung der neuen Technik bei der Erzaufbereitung.

Cristovici M. und Nistorescu A.: *Untersuchungen für die Einführung der Hydrozyklonen als Klassiergeräte in den Zerkleinerungsumlauf der Aufbereitungsanlage von Săsar.* Nach einer Darstellung der für die Einführung der Hydrozyklonen in den Zerkleinerungsumlauf: Mühle-Klassierer bei der Aufbereitung eines Golderzes durchgeführten Versuche, werden die Wege für die Ausbreitung der Hydrozyklonen als Hilfseinrichtungen in dem technologischen Vorgang der Erzaufbereitung angewiesen.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9. p. 402—408

NOTIZ

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Voies vers la réduction du prix de revient.

Anton P.: *L'augmentation de la rentabilité des mines métallifères par l'organisation rationnelle de l'aérage.* On analyse trois aspects de l'aérage mécanique : le sens de l'air, l'organisation de l'aérage et l'organisation des stations de ventilateurs et on indique les voies par lesquelles, en choisissant correctement les solutions, on peut réaliser d'importantes économies sur les frais d'exploitation.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 385—389

Ionescu Fl.: *Prospections géophysiques complexes pour les minerais de fer.* L'auteur montre comment peut-on arriver avec l'aide des différentes méthodes de prospection géophysique à la détection et même à l'étude des gisements de minerais de fer.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 389—391.

Keminger P.: *Le fonctionnement des broyeurs á boulets ou à barres à un nombre de tours supercritique.* L'auteur fait un exposé des essais et des résultats obtenus à l'étranger par le broyage à des vitesses supercritiques dans les broyeurs à boulets, en insistant sur le domaine d'applicabilité du procédé pour le cas des minerais non-ferreux et auro-argentifères.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 392—402

Voies vers l'introduction de la nouvelle technique dans la préparation des minerais.

Cristovici M. et Nistorescu Al.: *Recherches sur l'introduction des hydrocyclones comme appareils de classement dans les circuits de broyage de l'installation de préparation de Săsar.* On présente les résultats des recherches effectuées pour étudier l'introduction des hydrocyclones dans le circuit de broyage : broyeur-classeur à la préparation d'un minerai aurifère, en donnant les paramètres de fonctionnement et en indiquant les voies vers l'extension des hydrocyclones comme appareils auxiliaires dans le processus de préparation des minerais.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 402—408

NOTES

DOCUMENTATION

CONTENTS

Ways for cutting in operation costs

Anton P.: *Increase of profitableness in metalliferous mines by rational organization of ventilation.* Three aspects of mechanical ventilation are analysed viz.: the sense of ventilation, the organization moder of ventilation and the manner of organizing the stations of ventilators.

The way, in which the correct choice of solutions may ensure significant savings in working expenses, is shown too.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 385—389

Ionescu Fl.: *Complex geophysical prospections for iron ores.* This paper presents the mode in which the different geophysical prospection methods cooperate in the detection and research of iron deposits.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 389—391.

Keminger P.: *Operation of ball mills and rod mills at overload numbers of revolutions.* The author gives a synthesis of the trials and results obtained abroad by means of milling at super-critical speeds in ball mills, pointing out the field of applicability of the procedure for the case of non-ferrous and gold and silver bearing ores.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 392—402

Ways for introducing the new technics in ore dressing.

Cristovici M. and Nistorescu Alex.: *Investigations on introduction of hydro-cyclones equipped with classifying apparatus in the milling flow belonging to the dressing installation in Săsar.* The results are shown of the trials to utilise hydrocyclones in the milling flow : the mill-classifier, on dressing of an auriferous ore. The operating parameters are given along with the indication of the ways for extending the use of hydrocyclones as auxiliary apparatus in the ore dressing process.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 9, p. 402—408

NOTES

DOCUMENTATION

MŰSZAKI KÖNYVTÁR-ORSZÁGOS 1853

cîndu-se astfel umflarea vetrei, adică dezvoltarea presiunii litostatice dinspre vatră. Dacă dintr-o parte a galeriei direcționale se lasă un stîlp de siguranță de circa 10 m, el acționează ca o presă și anume tensiunile maxime se produc dinspre acesta. Deci montarea buloanelor în această zonă are un efect maxim pentru anihilarea umflării vetrei. In cazul unei galerii direcționale de transport, în care vatra este supusă unor presiuni mai uniforme în comparație cu galeria direcțională s-a constatat prin modelări că montarea în vatra acestei galerii a două-trei buloane dintre care cele marginale sînt distanțate la 0,7... 0,9 m de pereții galeriei reduce de aproximativ două ori tensiunile tangențiale, deci și umflarea. Nu este nevoie de montarea unui număr mai mare de buloane întrucît zona de influență a 2... 3 buloane este suficientă. Totuși distanța de 0,7... 0,9 m este variabilă funcție de condițiile locale. Mărimea întinderii inițiale a buloanelor nu influențează starea generală de tensionare a rocilor în vatra galeriei. Această întindere este necesară pentru asigurarea îmbinărilor bulonului și a acțiunii lui concomitente cu roca. La aplicarea metodelor de modelare pentru rezolvarea diferitelor probleme de presiune litostatică, în special în legătură cu umflarea rocilor, trebuie studiate proprietățile elastoplastice ale rocilor.

Se expune tehnologia cercetărilor și se dau reprezentările grafice pentru diferite cazuri din practica minieră.

Săparea rapidă a tunelelor în argile. In Mine Quarry Engng., Anglia. 27 (1961), nr. 5, 218—223, 8 fig.

Metoda de săpare cu scutul a tunelelor a fost ameliorată prin utilizarea unei mașini de săpat cu tambur rotativ acționat de șase motoare hidraulice dispuse pe conturul scutului. Capul tăietor rotativ al mașinii are diametrul exterior egal cu al scutului și ocupă poziția ce revine capului scuturilor cilindrice obișnuite. Roca săpată este încărcată în vagonet de către un transportor cu bandă. Prin această metodă s-au obținut, în argile, avansări de peste 18 m/zi, lucrîndu-se pe trei schimburi, la un diametru al escavației de 4,30 m. Căptușirea tunelului s-a efectuat pe o porțiune cu tubing metalic, iar pe alta cu tubing din beton armat. Ambele categorii de tubing erau de tipul cu îmbinări flexibile.

Tait, R. J. C.: **Progrese în prepararea și extracția aurului.** In Canad. Min. Metallurg, Bull., Canada, 54 (1961), nr. 588, 302—314, 17 fig., 5 tabl., 2 ref. bibl.

Aurul, intim asociat cu un complex de sulfuri metalice, este recuperat prin flotare, prăjirea concentratului flotat și apoi cianurare. In uzina de preparare studiată, s-a introdus un nou aparat de prăjire, cu două trepte. Acesta se compune din două cuptoare de fluidizare, legate printr-un ciclon de transfer. Primul cuptor se află cu 1,5 m mai sus ca cel de al doilea și este alimentat cu concentrat de flotare cu greutatea specifică 3,6, în amestec cu 24% apă. In ambele trepte, se insuflă aer la 0,28 at., prin țevi la 500° și 470°C. La ieșirea din treapta a 2-a, gazele cu concentrat parcurg două cicloane de separare, dispuse în serie. Din fiecare ciclon, praful depus trece în cîte un rezervor de răcire, apoi în circuitul de cianurare. Instalația are o capacitate de prelucrare de circa 1000 t/zi.

Jarige, A., Roche, A., Sanyas, M. ș.a.: **Exploatarea unor mine de cărbuni din bazinul Lorenei cu rambleiere hidraulică.** In Rev. Ind. Minérale, Franța, **43** (1961), nr. 4, 275—299, 33 fig., 9 tabl.

La minele studiate, prepararea nisipului și a rambleului prezintă unele variante. In general, se utilizează nisip provenit din exploatarea la zi a unor gresii, cu ajutorul excavatoarelor, după ce s-a produs o dizlocare prin explozivi. Concasoare primare dau un amestec granulometric de 0... 200 mm, care este trecut la ciuruire și concasare secundară, fiind final sortat la 0... 65 mm. Prepararea rambleului se face în stații subterane. Aci, nisipul este adus pe un transportor cu bandă de la baza silozului la mașina de amestec. In aceasta, nisipul este deversat pe o tablă înclinată la 45°, cu perforaturi de 80 mm diametru, unde i se adaugă apa debitată la 4 at de către o baterie de injectoare. Comanda mașinii este manuală sau automată. O mașină este deservită de doi oameni și produce 400 m^3 de nisip pe oră. Mașinile sînt grupate cîte două sau trei într-o stație de rambleiaj.

Simode, E.: **Metodă de măsurare și de studiu al rețelelor de aeraj din lucrările subterane.** In Rev. Ind. Minérale. Franța, **43** (1961), nr. 4, 229—271, 54 fig., 4 tabl.

Determinarea rezistențelor aerodinamice în rețelele de aeraj se face cu ajutorul unor formule de calcul, în funcție de: debitul de aer, frecări; secțiunea, perimetrul și lungimea tronsonului; greutatea specifică a aerului. Rețelele de aeraj, simple sau complexe, se schematizează, reprezentîndu-se fiecare tronson prin rezistența echivalentă respectivă corespunzătoare debitului de aer ce trebuie asigurat. Precizia calculelor în metoda descrisă depinde de exactitatea măsurării factorilor considerați. Măsurările se efectuează în mină, într-o „campanie de măsurări de aeraj", în general de lungă durată. Campania trebuie minuțios planificată, preparată și executată. Elementele rețelei de aeraj se numerotează într-o succesiune logică, ușurînd reperarea lor. Lucrul în subteran se execută de trei echipe: de balizaj, de profilare, de măsurări ale presiunilor diferențiale, temperaturilor și debitelor de aer. La suprafață, se lucrează la compilarea rezultatelor măsurărilor și la constituirea documentației.

Evans, I., Pomeroy, C. D. și Berenbaum, R.: **Rezistența la compresiune a cărbunelui.** Colliery Engng, Anglia, **XXXVIII** (1961), nr. 445, 123—127, 6 fig., 2 tabl., 5 ref. bibl.

Incercările pe cuburi de cărbune nu dau o indicație clară asupra influențării rezistenței de către lungimea sau înălțimea probei. De aceea, s-au făcut și încercări pe probe paralelipipedice, aplicîndu-se sarcina perpendicular pe fețele de stratificație. Dintr-un același bloc de cărbune, s-au tăiat probe de diferite dimensiuni. In total, s-au încercat 18 tipuri de paralelipipede și s-au trasat diagrame ale variației rezistenței la compresiune în funcție de înălțimea sau lățimea probei. Concluziile cercetărilor sînt următoarele: rezistența la rupere la compresiune scade, cu cît crește înălțimea, pentru o secțiune orizontală și transversală constantă; rezistența probelor cu înălțimea mai mare de 1,3 cm nu crește proporțional cu creșterea laturilor secțiunii orizontale; rezistența la rupere crește proporțional cu cea mai mică dintre cele două dimensiuni orizontale pentru o înălțime de 1,3 cm.

Evans, J. W.: **Metodă de săpare a puțurilor oarbe într-o mină de cărbuni.** In Min. Eng., Anglia, **120** (1961), nr. 7, 534—551, 4 fig., 7 tabl., 2 ref. bibl.

La construirea rapidă a 23 de puțuri oarbe de cîte 110 m adîncime s-a utilizat o metodă nouă de săpare, cu foraj premergător de 813 mm diametru. Forajul, rotativ, a fost realizat cu o sondeză electrohidraulică, prevăzută cu două motoare trifazate, unul de 50, altul de 10 CP și cu două pompe. Intr-o primă etapă, s-a executat un foraj-pilot de 311 mm diametru, care apoi a fost lărgit la 813 mm. Secțiunea excavației puțului orb era de 4 × 4 m. S-au săpat întîi camera moletei și fundul de puț, apoi forajul de 813 mm diametru. După aceea, s-a lărgit secțiunea, de sus în jos, pînă la dimensiunile finale, cu ajutorul explozivilor. Roca săpată s-a trimis prin canalul forat, la orizontul inferior, unde era încărcată, cu ajutorul unui screper cu cablu, pe un transportor cu bandă. Avantajele principale ale metodei de săpare aplicate constau în ușurința evacuării debleurilor și în siguranța efectuării lucrului.

centrozap

INTREPRINDERE DE COMERȚ EXTERIOR

POLONIA
Katowice Plebiscytowa 36
Căsuța Poștală 825

CENTROZAP

Exportă: *Instalații miniere pentru: abataje • încărcări • transport • preparație mecanică*

Material de salvare și de protecție

CENTROZAP SE REMARCĂ PRIN:

CONSTRUCȚIE SIMPLĂ • MANIPULARE UȘOARĂ
RANDAMENT RIDICAT

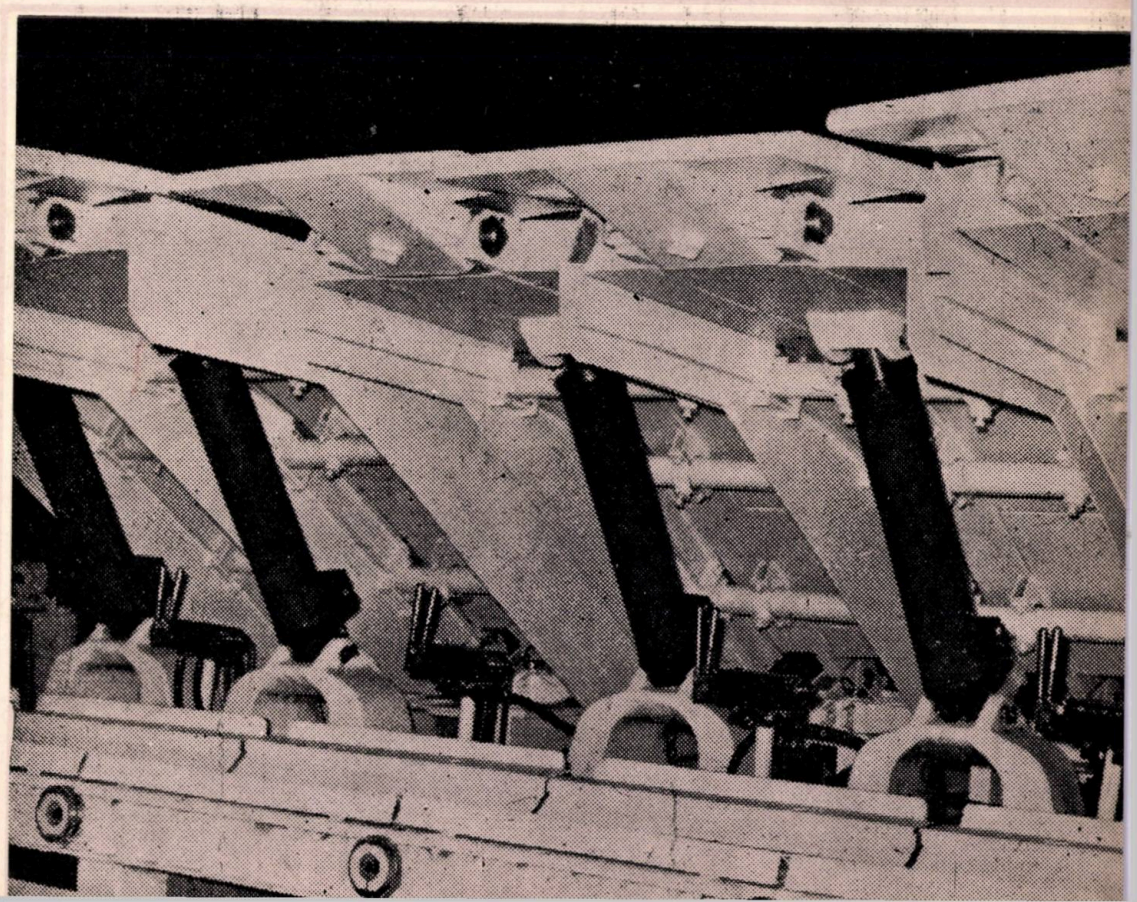
I. P. 2, c. 3183

Lei 5

E 1433

BAT

Revista MINELOR



REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAGINA 433 – 476
OCTOMBRIE
1961

10

ASIT

BUCUREȘTI

Recomandări privind întocmirea articolelor tehnico-științifice

1. FONDUL ARTICOLELOR

1.1. Lucrări ce pot fi prezentate spre publicare :

1.1.1. de importanță generală (principii noi, dispoziții noi, rezultate experimentale originale, studii teoretice inedite, ale unor fenomene fizice și procese tehnice cu caracter general) ;

1.1.2. tehnico-științifice, speciale, teoretice sau experimentale, avînd contribuții originale dar, referindu-se la un domeniu de specialitate restrîns (extinderea valabilității unor dispoziții, aplicarea unor teorii sau metode cunoscute la o problemă nouă, rezultate experimentale inedite sau de control) ;

1.1.3. tehnice obișnuite (expunerea studiului unor probleme tehnico-științifice, discuții și critici ale unor rezultate cunoscute etc.).

1.2. Legătura cu practica muncii de cercetare, proiectare, învățămînt, producție este condiția esențială pe care trebuie să o îndeplinească tema tratată. Lucrările de sinteză sau de discuție trebuie să se refere la probleme noi și actuale, de interes general. Articolele interesînd industria vor cuprinde considerații privind eficiența economică a soluțiilor. Se recomandă ca articolele să posede propuneri de viitor.

1.3. Verificarea experimentală se impune ca necesitate de prim ordin la lucrările care se pretează la asemenea verificări.

1.4. Lucrări care au mai fost publicate integral sau parțial nu pot fi trimise redacției spre publicare.

2. FORMA ARTICOLELOR

2.1. Organizarea lucrării :

2.1.1. Titlul va prezenta în minimum de cuvinte obiectul lucrării.

2.1.2. Numele autorului va fi precedat de prenume.

2.1.3. Un scurt rezumat fixînd premisele de la care s-a pornit problema studiată și cadrul în care este tratată, nedepășind 6—8 rînduri, se va anexa lucrării.

2.1.4. Împărțirea pe capitole se va face cu cîteva subtitluri potrivit alese, în număr strict necesar pentru o expunere clară a ideilor și înlesnirea orientării.

2.1.5. Textul. In introducere, se încadrează problema în preocupările generale ale disciplinei și în preocupările producției ; de asemenea se arată scopul lucrării, subliniindu-se expres contribuția autorului. Tratarea va trebui să fie unitară permițînd inteligibilitatea fără dificultăți a problemelor. Se vor evita introduceri sau demonstrații voluminoase, de asemenea se va evita repetarea în text a ceea ce poate fi găsit în literatura publicată sau poate fi redat intuitiv prin materialul grafic-ilustrativ, tabele etc.

2.1.6. Concluziile vor concentra rezultatele obținute, cu indicarea limitei de valabilitate și aplicațiile posibile.

2.1.7. Anexele pot cuprinde demonstrații originale sau absolut necesare înțelegerii formulelor din text : de asemenea, în anexe se pot da exemple de calcul în cazul articolelor care necesită asemenea exemple.

2.1.8. Citarea literaturii de specialitate. Afirmațiile luate din alte lucrări și care nu sînt general cunoscute vor fi referite la lista bibliografică de la sfîrșitul lucrării. Referirea se face indicîndu-se poziția lucrării în lista bibliografică în paranteze drepte.

2.2. Prezentarea lucrării :

2.2.1. Nivelul articolelor va fi înalt.

2.2.2. Stilul. Redactarea va fi clară și concisă. Ortografia va fi în concordanță cu regulile Academiei R.P.R. Nu se admit prescurtări cu excepția celor unanim cunoscute.

2.2.3. Dezvoltările matematice vor fi limitate la cele absolut necesare înțelegerii raționamentului matematic. Este suficient, în general, punerea în ecuație și indicarea rezultatelor. Pentru demonstrații se vor alcătui anexe (v. pct. 2.1.7.).

2.2.4. Tabelele se vor folosi în cazul cînd date numerice importante nu pot fi reprezentate grafic satisfăcător. Nu se admite folosirea concomitentă a datelor numerice sub formă de tabelă și diagramă. Tabelele vor fi referite în text și se va indica sursa lor.

2.2.5. Materialul grafic ilustrativ (figuri, fotografii) va permite reprezentarea clară și intuitivă a unor idei, puncte de vedere. Ele trebuie să completeze expunerea din text și vor fi referite cu grijă în text, indicîndu-se sursa lor.

2.2.6. Sistematizarea și numerotarea capitolelor se vor face cu grijă evitîndu-se excesele. Se recomandă utilizarea sistemului zecimal.

2.3. Forma exterioară a lucrării :

2.3.1. Terminologie, mărimi și unități. Se recomandă a fi conforme cu normele internaționale și STAS-urile în vigoare.

2.3.2. Scrierea formulelor. Se recomandă o atenție deosebită scrierii formulelor conform STAS. Indicii și exponenții se vor scrie mai mici decît baza și așezați mai jos sau mai sus decît baza. Se vor scrie, de asemenea, cu grijă literele majuscule, minuscule sau cele ruseşti, romane, greceşt, germane etc. Numerotarea formulelor se va face în paranteze rotunde, în dreapta.

2.3.3. Figurile trebuie executate unitar și rațional. Ele vor fi numerotate în continuare. Fotografiile vor fi pe hîrtie strălucitoare alb-negru. Explicația figurilor se va face pe o pagină separată.

2.3.4. Notele din text se numerotează în continuare.

2.3.5. Citarea literaturii în text se face prin simpla indicare a poziției lucrării din cadrul listei bibliografice, în paranteze drepte, fără alte mențiuni.

2.3.6. Lista bibliografică se va întocmi cuprinzînd lucrările la care se referă textul (cît și figuri sau tabele), speciale cît și cele generale. Se vor indica toate datele în transcripții originale. Pentru cărți : numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet (eventual și tradus, în paranteze), ediția, editorul, locul editării, anul. Pentru articole : numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet original (eventual și tradus, în paranteze), revista, tomul, anul, numărul, pagina.

2.3.7. Scrisul la mașină al articolelor este recomandat cu insistență, exceptîndu-se lucrările scrise caligrafic. Se scrie pe o singură față, la două rînduri (2 000 semne pe pagină). In partea stîngă a foii se lasă o margine de 5 cm.

2.3.8. Paginația se face în continuare. Se recomandă un volum de 10—12 pagini pentru articole.

2.3.9. Expedierea. Lucrările (în dublu exemplar) vor fi prinse cu agrafe. Manuscrisul se expediază cu paginile întinse format A4 și cu plicul conținînd materialul grafic ilustrativ anexat.

3. RELAȚII CU REDACȚIA :

3.1. Nu se admite trimiterea concomitentă a textului la alte publicații.

3.2. Articolele se trimit cu o notă însoțitoare pe adresa redacției. In notă se vor indica : titluri academice, funcțiuni, localitatea și adresa domiciliului, nr. de telefon.

3.3. Lucrările executate în cadrul diverselor instituții sau organizații vor purta aprobarea acestora de publicare.

3.4. Corecturile se vor face după normele tipografice în vigoare.

3.5. Corecturile trimise autorilor vor fi înapoiate în maximum 48 ore de la primire. Nu se admit modificări esențiale față de manuscris. Modificările importante ale manuscrisului cad în sarcina autorului.

MÜS... ÖNYVTÁR-ORSZÁGOS 1883

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. ŞI AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE

Anul XII **Nr. 10** **Octombrie 1961**

REDACŢIA: BUC., Str. ION GHICA 3, Tel.: 13.07.30 şi 13.57.28

CUPRINS

IONESCU M. şi PASCALIDE GH. :

Progrese obţinute în R.P.R. în domeniul sintezei reactivilor pentru prepararea minereurilor . . . . . 433—439

HERŢA N. :

Diagrama Mayer . . . . . 439—446

BACÎRU P. :

Cîteva cazuri de radioactivitate naturală foarte crescută a unor strate de cărbuni din Valea Jiului. Influenţa acestei radioactivităţi asupra interpretării diagramelor de cortaj geofizic . . . . 447—452

DULA A. :

O erupţie de brochiş de proporţii mari . 453—463

DIN ACTIVITATEA ÎNTREPRINDERILOR

NICORESCU GH. :

Experimentarea împuşcăturilor în masă cu întîrziere de milisecundă în cariera Teliuc . . . . . 464—466

NICOLAU M. :

Experimentări de metode noi de exploatare la I. M. Ghelar . . . . . 466—469

PENTRU TÎNĂRUL INGINER

SIMEON I. :

Trasarea şi executarea curbelor în minele de sare . . . . . 470—479

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., laureat al premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVAKS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

„REVISTA MINELOR", organ al Asociației Științifice a Inginerilo și Tehnicienilor din R.P.R. și al Ministerului Minelor și Energie Electrice. Redacția: Administrația și casieria București, Str. Ioa Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 13.07.30 ș 16.78.78 — Abonamentele se primesc la sediile filialelor A.S.I.T. di întreaga țară, precum și prin responsabilii cu presa din cercuril A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru bibliotec și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Publicații tehnic A.S.I.T. 070124 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin. A.S.I.T., București — Tarif pentru întreprinderi: lei 100 anual. — Tarif pentru teh nicieni și ingineri: Revista metalurgia și construcția de mașir lei 48 anual, iar la celelalte reviste tehnice lei 30 anual.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1885

CZ. 622.765.06

Progrese obținute în R.P.R. în domeniul sintezei reactivilor pentru prepararea minereurilor

Ing. **Mircea Ionescu** și ing. **Gheorghe Pascalide**
ICEMIN

Sarcinile mari trasate industriei miniere de către Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R. implică din partea tuturor lucrătorilor din această industrie depunerea unor eforturi susținute și aplicarea în cea mai mare măsură a tehnicii noi.

Începînd din faza de prospectare a zăcămintelor și terminînd cu predarea produselor concentrate către uzinele metalurgice, procesele tehnologice folosite trebuie să realizeze indici tehnico-economici optimi și să asigure cea mai înaltă productivitate a instalațiilor. Deasemeni să folosească tehnologiile cele mai avansate îmbinate cu soluții moderne de mecanizare și automatizare.

Unul din factorii care intervin în realizarea practică a sarcinilor trasate industriei miniere în general, și celei de preparare în special, așa cum se precizează în raportul la cel de-al III-lea Congres al P.M.R., este *„dezvoltarea capacităților de preparare și îmbunătățirea calității concentratelor"*.

În industria de preparare, procedeul de concentrare a părților utile dintr-un minereu prin flotație este actualmente cel mai răspîndit. Realizarea în acest procedeu de indici tehnico-economici optimi este influențată în mare măsură de reactivii folosiți.

Practica universală cunoaște un foarte mare număr de substanțe sintetice și naturale, folosite ca reactivi colectori, spumanți și modificatori de flotație, substanțe uneori cu caracter specific unui anumit sort de material și care în multe țări formează obiectul unei ramuri a industriei chimice, de mare valoare.

Cum în țara noastră fabricarea reactivilor de flotație a fost pînă în prezent puțin dezvoltată, reducîndu-se deocamdată la două sortimente (din care unul realizat cu materii prime din import), în dezvoltarea pe care o ia industria minieră s-a ivit necesitatea utilizării unei game mai variate de reactivi de flotație, produși din materii prime indigene.

Pentru realizarea acestei necesități, în cadrul activității de cercetare legată de industria minieră desfășurată în ICEMIN, în ultimii ani s-au efectuat lucrări de cercetare și în domeniul reactivilor de flotație.

Acest sector în decursul a cinci ani de cînd lucrează și-a pus la punct tehnologiile de obținere din materii prime indigene a unei întregi game de reactivi colectori și spumanți de flotație, atît pentru minereuri neferoase cît și pentru cele feroase, nemetalifere și cărbuni.

Unele din aceste tehnologii înscriu la nivelul unei producții și utilizări industriale cîteva din progresele realizate de industria reactivilor de flotație din țară.

Dintre reactivii pentru a căror producție viitoare s-au elaborat procesele tehnologice, verificîndu-se totodată și eficacitatea în lucrări de preparare, în funcție de domeniul de aplicabilitate, vom descrie în cele ce urmează pe cei mai importanți.

I. REACTIVI PENTRU PREPARAREA MINEREURILOR NEFEROASE

1. Xantații superiori

Activitatea și selectivitatea xantaților — reactivi din grupa colectorilor anionici — este în strînsă legătură cu natura și compoziția chimică a radicalului organic, iar eficacitatea crește odată cu greutatea moleculară a radicalului organic.

În vederea completării unicului sortiment de xantat produs și utilizat în țară — etil-xantatul — cu o serie de xantați pentru care în faza actuală de dezvoltare a industriei chimice baza de materii prime era asigurată, în institutul nostru s-au efectuat lucrările necesare pentru stabilirea procesului tehnologic de obținere în fază de laborator și semi-pilot a xantaților pe bază de alcooli butilic, izoamilic și ulei de fuzel.

Metodele de lucru descrise în literatură ca și procedeele industriale curente asupra cărora am avut indicații parțiale, din punctul de vedere al procesului chimic, au la bază reacțiile de obținere a alcoolatului sub formă de cristalohidrat, în prima fază, și obținerea xantatului, în faza a doua.

Diferențierile sînt legate de aparatura folosită — în special de tipul vasului de reacție și de felul de angajare al reactanților.

La lucrările efectuate în cadrul ICEMIN, am folosit un vas de reacție de tipul morilor cu bile, adaptat atît pentru sinteza propriu zisă, cît și pentru uscarea în faza finală sub vid a produsului.

În ultima formă, vasul de reacție folosit pentru lucrările la scară semi-pilot, a avut dimensiunile ϕ = 370 mm și h = 440 mm, corespunzînd pentru o capacitate de 44 l. Volumul util al vasului de reacție a fost apreciat în baza datelor de literatură la 1/10 din volumul total, iar șarjele s-au realizat pentru 4,5 kg produs finit. S-a constatat că volumul util poate crește pînă la 1/5 din volumul total. Corpul cilindric al vasului a fost secționat la 1/3 din diametru pe două generatoare, iar deschiderea este prevăzută cu flanșe atît la vas, cît și la capacul care în timpul funcționării întregește corpul cilindric al vasului de reacție. Alimentarea se realizează prin axe. Pentru a se evita centrifugarea în diferite faze ale reacției, s-a lucrat într-un regim variabil de turație.

Folosirea vaselor de reacție de acest tip implică o construcție simplă și o exploatare ușoară. Ca și în cazul tehnologiei folosite în Republica Populară Polonă, în cadrul căreia la vasul de reacție de același tip, elementele de amestecare reprezintă în locul bilelor, niște role care se rotesc pe un cadru metalic și în cazul nostru se poate discuta capacitatea utilă relativ mică. Un avantaj net cel puțin pentru lucrările de laborator și semi-pilot — îl constituie și faptul că toate reacțiile, inclusiv măcinarea sodei, se fac în același vas. Totodată prin alegerea unui regim potrivit de rotare, se exclude aderența maselor de reacție în pastă, la vas și bile.

Pentru faza finală — uscarea produselor — prin distilarea exceselor de alcool, care formează azeotropi cu apa de reacție, s-a reținut observația că în stare anhidră, xantații se descompun înainte de topire, în timp ce în stare cristalină, aceștia se topesc, uscîndu-se fără descompunere.

Pentru produsele obținute putem preciza următoarele rezultate :

Randamentele tehnologice medii în jur de 80%

Conținut și alcalinitate în valori medii :

1) butil xantatul de sodiu	94%	resp. 0,41%
2) izoamil xantat de sodiu	94%	resp. 0,3 %
3) fuzel xantat de sodiu	87%	resp. 0,6 %

Pînă în prezent s-au efectuat, prin comparație cu etil-xantatul de sodiu, încercări de preparare cu folosirea xantaților superiori, asupra minereurilor complexe, precum și asupra minereurilor aurifere. Încercările au arătat că folosirea xantaților superiori, duce la rezultate mai bune în ceea ce privește recuperările metalice cu 5—10%, deoarece au putere colectoare mai bună la consumuri specifice mai mici. Pentru exemplificare servesc datele din tabela 1, care cuprinde cîteva rezultate obținute în laboratoarele ICEMIN.

2. Floculanți

Poliacrilamida. În baza datelor de literatură și încercărilor efectuate în cadrul ICEMIN, poliacrilamida poate fi încadrată în clasa floculanților sintetici, definiți ca substanțe macromoleculare cu greutate moleculară între 50 000—200 000, solubile în apă, obținute prin polimerizare sau policondensare. Floculanții sînt alcătuiți din macromolecule filiforme heteropolare de tip polivalent, puternic disociate în soluții foarte diluate, formînd anioni giganți înconjurați fiecare de sute de mii de cationi. Fără a insista asupra fenomenelor electrice, chimice și mecanice, care au loc în procesul de floculare, precizăm că prin cationii legați de grupa funcțională anionică a floculantului, se provoacă inversarea sarcinii particulelor solide din tulburelile stabile, făcîndu-le astfel să-și piardă stratul de apă aderent la suprafața lor.

Molecula de poliacrilamidă este formată dintr-un lanț hidrocarbonat hidrofob și un număr mare de radicali amidici hidrofili ($CONH_2$). Prin grupările NH_2 și CO, datorită valențelor lor secundare pot să fixeze particolele de solid. Acestea se adsorb sau se fixează chimic, dînd naștere la un agregat foarte mare hidrofob, format din scheletul filiform al anionului polielectrolitului și un număr mare de particole solide care și-au pierdut stratul de apă de la suprafața lor, datorită legării lor de radicalii hidrofili ai polielectrolitului.

În această situație sistemul format prezintă o frecare internă mult micșorată și din accastă cauză viteza lui de sedimentare se mărește foarte mult, iar tulbureala își pierde proprietățile coloidale, clarificîndu-se.

Prin folosirea poliacrilamidei și a floculanților sintetici în general, în instalațiile de preparare se creează o serie de avantaje și anume :

— reducerea conținutului în substanțe solide de la 50—60 g/l la 0,5—1 g/l, eliminîndu-se astfel pierderile de minereu odată cu evacuarea apelor

— se asigură posibilitatea recirculării apelor, acolo unde se pune problema unor volume mari

— se micșorează timpul de staționare în bazinele de îngroșare, mărindu-se astfel capacitatea acestora, fără investiții suplimentare

— se reduce umiditatea concentratelor filtrate

— micșorarea uzurii pompelor și canalizărilor

— mărește capacitatea instalațiilor de filtrare

— permite evacuarea apelor în rîuri, fără să creeze dificultăți din punctul de vedere al protecției apelor.

Pentru obținerea acrilamidei, în literatură sînt indicate mai multe metode, din care am ales metoda pe bază de nitril acrilic, întrucît poate sta la baza unei tehnologii relativ simple, iar baza de materii prime este asigurată din producția industriei noastre chimice.

Procesul tehnologic elaborat cuprinde fazele :

1. Hidroliza nitrilului acrilic în mediu de acid sulfuric

Tabela 1

Rezultate obținute prin folosirea cîtorva xantați superiori la flotarea unor minereuri în anul 1960
Laborator + pilot

Minereul încercat	Xantatul superior care a dat cele mai bune rezultate	Consum de xantat		Extracții metalice %			Observații
		x-etil în laborator	x-superior în laborator	x-etil în laborator	x-superior în laborator	x-etil în instalație	
Aurifer	izoamil	250	150	Au :80,8 S :81,0	Au : 93,3 S : 83,5	Au : 83—85	Datele din inst. sînt medii pe 1959
Aurifer	izoamil	220	224	Au : 83,1 S : 77,0	Au : 92,5 S : 93,2	Au : 79	„
Aurifer	izoamil	240	225	Au : 87,7 S : 82,5	Au : 90,9 S : 89,5	Au : 77	„
Aurifer	butil	250	210	Au :76,0 S : 82,5	Au : 81,7 S : 82,0	Au :79,84	„
Aurifer	butil	400	390	Au :81,0 S : 72,5	Au : 88,1 S : 79,8	Au :87,2 S : 75,0	„
Aurifer	butil	400	430	Au : 81,0 S : 72,5	Au : 91,0 S : 75,2	Au :87,2 S :75,0	„
Complex	butil	290	300	S : 64,4	S : 65,0	S :54—64	xantați sup. au fost încercați numai la sulf
Cuprifer	izoamil	170	144	S : 62,6	S : 66,4	S :64—72	xantați sup. au fost încercați numai la pirită
Cuprifer	izoamil	250	210	S : 32,5 (cu 1430 g/t H_2SO_4)	S : 32 (fără H_2SO_4)		S-a redus complet H_2SO_4 la flotația piritei
Complex	izoamil	300	150	S : 20—25 (cu cca 4-5 g/t H_2SO_4)	S : 30—35 (fără H_2SO_4)		xantați sup. s-au folosit la flotația piritei

Tabela 2

Încercări de limpezire a tulburelii într-o instalație de flotație cu poliacrilamidă

Raportul S : L	Consumul de reactiv, g/t	0	30	50	80	100
1 : 9—10	Viteza, m/h	0,05	0,43	0,39	0,63	—
	Eficacitatea, *E*	—	8,6	7,8	12,6	—
1 : 8 cu 0,12 % var și 0,1 % NaCN	Viteza, *V* = m/h	0,07	0,09	—	0,39	0,32
	Eficacitatea	—	1,28	—	5,57	4,57

2. Neutralizarea sulfatului de acrilamidă
3. Separarea sulfatului de amoniu din masa de reacție
4. Separarea acrilamidei din soluție.

Din lucrările efectuate pentru stabilirea condițiilor optime de lucru, variind raportul de reactanți (nitril acrilic/acid sulfuric) raportul de diluție, timpul de reacție, temperatura de reacție la hidroliză și neutralizare ca și din încercările efectuate pentru verificarea reproducerii condițiilor stabilite, s-a ajuns la următoarele concluzii :

— Sinteza acrilamidei pe bază de nitril acrilic se poate desfășura în condiții comode, realizîndu-se un randament de cca. 83% față de cel teoretic.

— Încercările de limpezire efectuate se pot exemplifica, fără a aminti toate cazurile, prin datele cuprinse în tabelele 2 și 3.

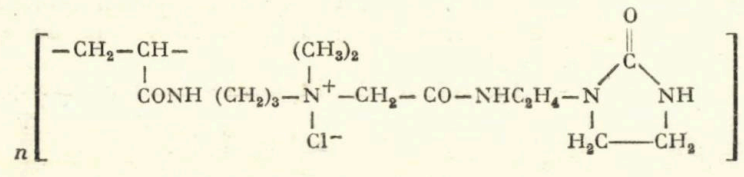
Realizarea în țară încă din anul 1959 în cadrul ICEMIN a unui floculant pe bază de poliacrilamidă, rezolvă numai parțial necesitățile industriei întrucît aplicarea lui nu poate fi extinsă la toate minereurile.

În baza datelor de literatură putem preciza că floculanții au o acțiune specifică asupra tulburelilor de la diferite preparații, iar alegerea trebuie să fie precedată de studii de laborator privind eficacitatea. În acest sens trebuie desigur reținut faptul că economiile realizate în tehnologiile moderne de preparare, pot fi mărite atunci cînd avem la dispoziție mai multe tipuri de floculanți, care să stea la baza unor încercări preliminare, în scopul alegerii aceluia cu eficacitate maximă. Astfel apare ca incontestabilă necesitatea unor studii și lucrări de laborator privind obținerea și utilizarea unei game cît mai variate de produse macromoleculare cu structuri și grupe funcționale proprii proceselor de limpezire.

Lucrări actuale au ca scop obținerea unor compuși de amoniu cuaternari polimerizabili, care pe lîngă întrebuințarea în industria de preparare a minereurilor ca agent de floculare, au o largă întrebuințare și în industria pielăriei, la fabricarea hîrtiei, ca fungicide, bactericide, insecticide, în industria maselor plastice și în industria textilă.

În ceea ce privește utilizarea acestor produși ca agenți de floculare, se precizează că la un consum de 0,2% în raport cu greutatea argilei, îmbunătățesc procesul de filtrare a suspensiilor obținute la spălarea minereurilor de aur. Ei au eficacitate și în apa dură.

Față de diferitele variante indicate în literatură, în cadrul lucrărilor curente se urmărește obținerea unui produs cu următoarea formulă :



iar sinteza cuprinde fazele :

a) Obținerea componentei de cuaternizare N-[β-(α-cloracetamido)-etil] NN'-etilenuree

b) sinteza polimerului NN' N-(γ-dimetilamino-propil) poliacrilamidă

c) Cuaternizarea

Materiile prime necesare acestor sinteze fac parte din sortimentele de producție curentă și de perspectivă apropiată ale industriei noastre chimice.

Tabela 3

Încercări de limpezire a tulburelii într-o instalație de flotație

Raportul *S:L*		1 : 9 — 10		cu 0,12% var			1:8 și 0,1% NaCN	
Consumul de reactiv, g/t	0	30		50		0	50	
Reactivul	—	Poliacrilamidă	Separan 2 610	Poliacrilamidă	Separan 2 610	—	Poliacrilamidă	Separan 2 610
Viteza *V*, m/h	0,05	0,50	0,31	0,77	1	0,07	0,14	0,50
Eficacitatea, *E*	—	10	6,20	15,4	20	—	2	8,57

3. Spumanți

Creșterea capacităților industriale de preparare, necesită utilizarea în proporție din ce în ce mai mare a reactivilor de flotație spumanți.

Cei mai eficace dintre acești reactivi sînt importați din străinătate la prețuri destul de ridicate, ceea ce impune înlocuirea lor cu produși indigeni naturali sau de sinteză.

Spumanții cei mai apreciați în tehnica flotației nu aparțin familiei de agenți spumanți clasici (săpunuri cu lanț parafinic sau proteine), la care cele două tendințe opuse — lanțul hidrocarbonat, hidrofob și gruparea terminală de obicei salifiată, hidrofilă — sînt satisfăcute printr-o adsorbție dirijată de o aglomerare micelară. La agenții spumanți folosiți în flotația minereurilor de ex. alcooli terpenici, opoziția de afinitate a grupelor hidrofile și hidrofobe este mai puțin marcantă, cele două tendințe opuse asociate disimetric sînt localizate, una într-o funcție polară liberă și alta într-un ciclu hidrocarbonat cu greutatea moleculară medie, la care cele două tendințe sînt satisfăcute printr-o adsorbție superficială, într-o limită strînsă de solubilitate.

Tensiunea superficială maximă a acestor substanțe cu solubilitate scăzută, este atinsă la saturație, spre deosebire de spumanții clasici, la care tensiunea superficială maximă se realizează chiar la apariția micelară.

În general un spumant pentru a fi eficace în flotația minereurilor, trebuie să fie activ în doze mici, să producă o spumă fină și rezistentă cu bule fine și omogene și de existență scurtă.

Alcoolii ciclici din familia terpenelor, fenoli, alcooli cu 5—8 atomi de carbon

și 10—12 atomi de carbon, amestec de alcooli primari și secundari, cetone, esteri etc., produc astfel de spume care se caracterizează și printr-o suplețe și rezistență a pereților bulelor care le compun.

În sensul celor arătate mai sus, lucrările efectuate au avut în primă instanță drept scop valorificarea uleiurilor de conifere din speciile existente la noi în țară : bradul — Abies pectinata, molidul — Picea excelsa și pinul — Pinus silvestris.

În U.R.S.S. și alte țări extragerea uleiurilor eterice de conifere — mai ales brad și molid — se face pe scară largă, fiind de mult industrializată. Uleiurile eterice au utilizări multiple în industria săpunului, parfumurilor, cosmetică, medicină (la sinteza camforului) etc.

Cercetări în legătură cu uleiurile eterice din frunzele de conifere existente la noi în țară s-au făcut și în cadrul Institutului Politehnic din Iași, fără să se urmărească însă aspectul precis al valorificării lor ca agenți de spumare în flotația minereurilor.

Uleiurile de brad și molid folosite în lucrările noastre de laborator, au fost obținute de la Întreprinderea Forestieră Brașov, care dispune de o instalație pilot pentru antrenare cu vapori de apă a uleiurilor eterice din frunze, obținîndu-se 1 kg ulei brut la 200—300 kg cetină.

Uleiul brut a fost purificat prin distilare sub vid, întrucît la încercările de distilare la presiune ordinară s-au observat degradări.

Uleiul de brad și molid, așa cum am mai amintit, este format dintr-un amestec de compuși din familia terpenelor. Pentru determinarea naturii și proportia diverșilor constituenți, literatura de specialitate indică metode fizice și chimice. Metodele fizice sînt considerate pînă în prezent, ca fiind cele mai satisfăcătoare.

Metodele chimice permit numai caracterizarea existentei unui număr restrîns de compuși cu ajutorul derivaților cristalizați.

Ca rezultat al lucrărilor efectuate s-a stabilit că fracțiunile uleiului de brad ce distilă la 109°C, 110—115°C și 115—121°C la 5,5 mm Hg, au aceeași capacitate de spumare cu cea a uleiului de pin luat ca etalon. Uleiul de molid experimentat în aceleași condiții de concentrație, are o capacitate de spumare mai scăzută.

Fracțiunile amintite care pot fi valorificate ca agenți spumanți în flotație, reprezintă 19,7% din uleiul de brad brut.

În faza actuală a cercetărilor, în cadrul ICEMIN se urmărește obținerea unor spumanți de sinteză, apreciindu-se ca posibilă obținerea următoarelor produse :

— *p*-cimen sulfonatul de Na și Ca indicat ca un spumant cu o activitate selectivă marcată prin bule mici și rezistente la flotarea minereurilor de Pb, Cu, Zn.

— pinacolul sau tetrametiletilenglicolul.

— alchili inferiori (1—4 atomi de C) și fenil monoeterii propilenei și polipropilenglicolilor.

II. REACTIVI PENTRU PREPARAREA MINEREURILOR NEMETALIFERE

1. Cetilsulfatul de sodiu

În cadrul lucrărilor efectuate pentru obținerea acestui reactiv colector spumant pentru prepararea baritei, preocupările au fost legate și de o serie de încercări pentru stabilirea unei fracțiuni cu C_{16} din nesaponificabilul II de la oxidarea parafinei, — întrucît alcoolul cetilic din import implică prețuri de revenire mai ridicate pentru produsul finit.

Pentru sinteza cetilsulfatului de sodiu, am folosit procedeul de sulfatare cu acid clorsulfonic care prezintă avantajul unei sulfatări cantitative, cu un produs finit lipsit de sulfat de sodiu de la neutralizarea cu hidroxid de sodiu.

Încercările de flotație au confirmat pentru produsul corespunzător separat din nesaponificabilul II de la oxidarea parafinei utilitatea fracțiunii 170—210°C/2—5 mm Hg, care cantitativ reprezintă 23,5—23,8% față de amestecul total de alcooli superiori.

În comparație cu alcoolul cetilic sulfatat, această fracțiune sulfatată are o acțiune colectoare mult mai accentuată, selectivitatea fiind sensibil mai scăzută, iar consumul pe tona de minereu s-a stabilit la 800—900 g, față de 1300—1400 g.

Produsul realizat a trecut în producție industrială fiind fabricat de către Întreprinderea chimică Timișoara, pentru flotatia de barită. De menționat că se folosește alcool cetilic din import, întrucît obținerea la scară industrială a alcoolilor indigeni, nu este încă pusă la punct.

2. Săpunul sulfatic și uleiul de tall

Săpunul sulfatic se obține ca produs secundar din leșia neagră a fabricilor de celuloză, care lucrează după procedeul sulfat.

Din săpunul sulfatic prin hidroliză cu acid sulfuric 50—70% se obține uleiul de tall în proportie de 50%.

Săpunul sulfatic a dat rezultate bune ca spumant la flotatia feldspatului si a minereurilor oxidice de Mn și Fe, iar uleiul de tall este indicat ca reactiv spumant pentru minereurile sulfuroase sau formează baza de sinteză la o serie de alți reactivi.

3. Colectori cationici

Prelucrarea directă a concentratelor colective legată de progresele deosebite înregistrate în metalurgia neferoasă, a făcut ca în ultimul timp studiile privind obținerea, folosirea și eficacitatea colectorilor de tip anionic, să fie orientate cu precădere asupra colectorilor de tip cationic.

Compușii care conțin o grupă cuaternară de amoniu legată de o catenă lungă, se numesc să-

punuri inverse sau agenți cation-activi. Într-o definiție mai generală, colectorii sînt compuși organici ionizabili în care gruparea activă este un cation și au formula :

$$R - M - (R')n - Y$$

unde :

R este hidrocarbura ;
R' — hidrogen, sau un radical identic sau diferit de R ;
M — azot pentavalent sau sulf tetravalent ;
n — număr egal cu valența lui M și redus cu 2 ;
Y — oxidril sau anion.

Considerînd colectorii drept substanțe care se adsorb în special la contactul dintre fazele lichidă și solidă, favorizînd formarea peliculelor hidrofobe pe suprafața mineralelor care se flotează, se precizează că aceste pelicule modifică proprietățile naturale ale suprafețelor minerale hidrofile sau puțin hidrofobe, măresc neudabilitatea lor în apă și prin aceasta se îmbunătățește adeziunea mineralelor la bulele de aer.

Necesitatea hidrofobizării suprafețelor minerale în funcție de natura anion-activă sau cation-activă a acestora, impune folosirea în primul caz a unor reactivi colectori în care grupa activă să fie cation-activă și în al doilea caz anion-activă.

Colectorii cationici sînt folosiți pentru flotarea minereurilor silicioase inclusiv cuarțul ca și pentru tungstați, molibdați, vanadați, cromați și arseniați. Se mai poate preciza că au eficacitate pentru mineralele de tip salin în care ionul acid conține un atom metalic.

Din sortimentele deosebit de variate de colectori cationici, în cadrul ICEMIN, lucrările efectuate au avut în vedere următoarele produse :

— bromură și clorură de cetil pridinium și trimetil-amoniu :

— amine superioare.

Prima grupă de produse a fost realizată în două faze :

a) Formarea halogenurii de alchil prin reacția dintre alcoolul superior și hidracidul corespunzător.

b) Formarea sării cuaternare prin reacția dintre halogenura de alchil și bază (piridină sau trimetilamină).

Pentru aminele superioare, dintre metodele descrise în literatură, am folosit metoda bazată pe acțiunea directă a amoniacului asupra acizilor grași naturali sau de sinteză, iar reducerea nitrililor obținuți în prima fază am realizat-o pe cale electrolitică.

S-au obținut astfel : hexadecil, octadecil amina ca și aminele corespunzătoare amestecului de acizi grași de sinteză.

III. REACTIVI PENTRU PREPARAREA MINEREURILOR FEROASE

1. Petrol lampant oxidat

Folosirea acizilor sintetici (obținuți prin oxidarea fracțiunilor de petrol lampant) ca reactivi de flotație permite înlocuirea acidului oleic și a săpunurilor scumpe la flotarea minereurilor de fier oxidate și a minereurilor de Mn, îmbunătățind în același timp procesele de flotație.

Oxidările în laborator au fost efectuate prin barbotare de aer la 140°C în prezența naftenatului de mangan într-o coloană de oxidare.

Produsele obținute au avut indici de aciditate între 25—70 mg KOH/g și indici de saponificare între 115—257.

În condiții similare de lucru s-au efectuat lucrări de oxidare pentru white-spirit.

IV. REACTIVI PENTRU FLOTAREA CĂRBUNILOR

1. Metilizobutilcarbinol

Metilizobutilcarbinolul sau 4 hidroxi-2-metilpentanul, este utilizat la flotarea cărbunelui ca reactiv spumant-colector. Literatura de specialitate indică utilizarea acestui reactiv cu rezultate superioare față de cazurile utilizării reactivilor clasici ca : fenoli, xilenoli, uleiuri neutre sau bazice de gudroane. Avantajele pe care le prezintă față de aceștia sînt următoarele :

— separarea mai bună a cărbunilor

— descreșterea conținutului în cenușă al turtei de filtrare (aceasta denotă o calitate constantă a produsului)

— consumurile de reactivi sînt mai mici. Se observă totuși o creștere în umiditate a turtei de filtrare.

Pentru obținerea metilizobutilcarbinolului sînt indicate o serie de procedee chimice, din care pentru lucrările noastre de laborator am folosit metode de condensare a acetonei la oxid de mesitil care în faza a doua se reduce la produsul urmărit.

În lucrările efectuate s-au verificat condițiile de lucru și s-au stabilit randamentele pentru următoarele variante :

— Condensarea aldolică a acetonei la diaceton alcool și deshidratarea acestuia într-o fază separată pînă la oxid de mesitil.

— Condensarea aldolică a acetonei s-a efectuat în prezență de hidroxid de sodiu, potasiu și bariu, iar deshidratarea s-a realizat în prezență de iod, acid oxalic și sulfat de sodiu.

— Metoda de obținere a oxidului de mesitil prin condensarea crotonică a acetonei într-o singură fază în prezența carburii de Ca a dus la randamentele cele mai bune (66,2% față de acetona intrată în reacție), iar metoda de lucru s-a dovedit de asemenea a fi cea mai comodă.

Reducerea oxidului de mesitil s-a efectuat în prezență de nichel-Ranay platinat la presiune și temperatură ordinară. Pentru platinare se folosește 5% platin, calculat din complexul solubil în apă, folosit.

2. Petrol lampant oxidat

Petrolul lampant oxidat cu un indice de aciditate în jur de 30 mg KOH/g, a fost folosit cu

mult succes la înlocuirea uleiurilor medii pentru flotarea cărbunilor.

Pentru încercări la scară industrială s-au efectuat lucrări de oxidare a petrolului lampant, într-o instalație pilot, obținîndu-se cantități de cca. 1 tonă reactiv.

În acest scop s-a folosit ca materie primă petrol lampant special de tip T_1 cu un conținut în aromate de 15%.

Instalația folosită era compusă din următoarele elemente :

1. *Oxidorul* — cu un volum util de 100 l.
2. *Un sistem de condensare* compus din :

— Condensator de reflux

— Ciclon cu rolul de a asigura o refluxare suplimentară a fracțiunilor antrenate.

— Absorber, care printr-o ploaie de apă asigură reținerea unei părți din necondensabile, pentru a se evita pe cît posibil vicierea atmosferei din întreprindere.

3. *Decantorul* care asigură separarea apă-lampant și este totodată intermediar de reflux în oxidor.

S-a lucrat în prezența naftenatului de mangan, la 135°C, timpul pentru o șarjă de 100 l fiind 10 ore.

Produsul încercat industrial a arătat recuperări remarcabile, care justifică trecerea la fabricarea lui industrială.

★

Reactivii indicați mai sus, ca formînd obiectul sintezelor realizate pe scară laborator și pilot de către ICEMIN, prin comportarea lor la flotarea minereurilor și cărbunilor, prin îmbunătățirile de recuperări obținute, prin consumurile mai mici folosite în flotație și prin posibilitatea de a fi obținuți în țară din materii prime indigene, ajută preparatorilor noștri să-și îndeplinească în condiții mai bune sarcinile ce le au.

Deasemeni formează primii pași pentru crearea unei industrii proprii de reactivi de flotație necesari pentru ca procedeele de preparare a minereurilor și a cărbunilor să se poată ridica la nivelul cerut de dezvoltarea economiei naționale în cadrul planului șesenal.

CZ. 749.2.171:669.162.16.

Diagrama Mayer

Ing. N. Herța

Dezvoltarea industrială a R.P.R., factor hotărîtor pentru construcția socialistă a țării, se bazează pe apariția și dezvoltarea unei industrii grele puternice, industrie axată pe două ramuri principale : siderurgia și energetica.

Ambele ramuri menționate au la bază extracția combustibilului solid — cărbunii — care, potrivit caracteristicilor diferite de prezentare au utilizări diferite în fiecare ramură : cărbunii superiori, sub formă de cocs în ramura siderurgică, iar cărbunii inferiori în ramura energetică.

Oricare ar fi caracteristicile respective ale cărbunilor, există un număr restrîns de cazuri în care ei sînt folosiți așa cum au fost extrași din zăcămînt. Acestea sînt cazurile imediate de ardere în focarele industriale.

În majoritatea cazurilor însă și în special pentru cărbunii superiori, sînt necesare operațiuni suplimentare de preparare în vederea îmbunătățirii calității lor, operațiuni dictate de anumite condiții de calitate, impuse potrivit destinației cărbunilor respectivi.

Operațiunile de preparare a cărbunilor urmăresc în esență reducerea conținutului de balast al cărbunilor bruți, balast constituit din cenușă și umiditate. Acest lucru este foarte important în special pentru cărbunii superiori destinați cocsificării, pentru care există restricții speciale de calitate în faza lor finală de valorificare.

Dintre cei doi parametri amintiți ai balastului, reducerea unuia din ei — cenușa — este deosebit de importantă.

Există mai multe ansamble de procedee de preparare mecanică care urmăresc acest scop. Dintre acestea unul dintre cele mai importante este sortarea, care are la bază împărțirea unui cărbune oarecare într-o serie de sorturi cu greutate specifică diferită în funcție de conținutul de cenușă al sorturilor.

În practica folosirii procedeelor sortării, survin două situații curente :

a) *Aprecierea posibilităților de sortare pentru un material dat*, fie el cărbune brut, fie produs intermediar rezultînd într-un anumit moment dintr-o instalație de preparare.

b) *Aprecierea funcționării unei instalații*, secții sau aparat de sortare, pe baza caracteristicilor materialului tratat, a produselor finite obținute și a parametrilor constructivi și tehnologici ai instalației, secției sau aparatului respectiv.

Aceste aprecieri au la bază diagrame, calculate și trasate în urma rezultatelor unor analize

densimetrice şi de cenuşă, diagrame ale căror denumiri sînt stabilite convenţional ca :

a) *Diagramă de lavabilitate* pentru cazul în care se studiază posibilităţile teoretice de sortare ale unui material oarecare : cărbune brut sau produs intermediar.

b) *Diagramă de spălare*, pentru cazul în care se apreciază rezultatele efective obţinute de o instalaţie, secţie sau aparat de sortare.

Raportarea extracţiei în greutate reală (obţinută din diagrama de spălare a instalaţiei, secţiei sau aparatului) la extracţia în greutate teoretică (obţinută din diagrama de lavabilitate a materialului din alimentarea instalaţiei, secţiei sau aparatului), constituie randamentul organic al sortării respective, indice de bază în aprecierea eficacităţii unui procedeu sau aparat de sortare :

$$R_o = \frac{V_r}{V_t} 100\ (\%) \qquad (1)$$

unde :

R_o — randament organic (%) ;

V_r — extracţie în greutate reală (%) ;

V_t — extracţie în greutate practică (%).

Diagramele de lavabilitate şi de spălare folosite în mod curent în practica preparării cărbunilor din R.P.R. sînt diagramele Henry-Reinhardt, denumite prescurtat diagramele HR.

Diagramele HR se calculează şi trasează în baza unor analize densimetrice şi de cenuşă.

Rezultatele analizelor densimetrice şi de cenuşă sînt prelucrate aşa cum este arătat în tabela 1.

— Curba *Ac :* curba integrală a produsului uşor (produsul plutit), care indică pentru fiecare densitate, cenuşa medie a fracţiunii densimetrice care pluteşte la densitatea respectivă.

— Curba *Ab :* curba integrală a produsului greu (produsul scufundat), care indică pentru fiecare densitate cenuşa medie a fracţiunii densimetrice care se scufundă la densitatea respectivă.

— Curba *W :* curba densimetrică care indică pentru fiecare densitate, cantitatea de produs plutit sau scufundat la densitatea respectivă.

Diagrama *HR* corespunde scopului, însă calculul şi trasarea ei cer un timp oarecum lung.

În ultimii ani, în practica activităţii de cercetare din cadrul industriei miniere, s-a trecut la folosirea treptată a diagramei de lavabilitate sau de spălare Mayer.

Diagrama imaginată de F. W. Mayer — prescurtat : diagrama *M* — are aceeaşi bază ca şi diagrama *HR* (aceeaşi analiză densimetrică şi de cenuşă) însă calculul şi trasarea ei necesită un timp mult mai scurt, permiţînd în acelaşi timp o interpretare mult mai largă.

Rezultatele analizei densimetrice şi de cenuşă sînt prelucrate aşa cum este arătat în tabela 2.

Raportarea cifrelor din tabela 2, pe axe de coordonate anume alese, defineşte diagrama *M*, redată în fig. 2.

Diagrama *M* constă din două curbe caracteristice :

— Curba *M :* curba principală, care indică pentru fiecare densitate cenuşa produsului uşor

Tabela 1

Calculul diagramei Henry-Reinhardt (*HR*)

Fracţiuni densimetrice	Cantităţi elementare Q %	$\Sigma Q_n + Q_{n_2} + 1$	Cenuşi elementare Y %	$Q \times Y$	$\Sigma(Q \times Y)$	Cantităţi cumulate ΣQ %	$\frac{\Sigma(Q \times Y)}{\Sigma Q}$ %	$100 \times a - \Sigma(Q \times Y)$	$100 - \Sigma Q$	$\frac{100 \times a - \Sigma(Q \times Y)}{100 - \Sigma Q}$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
−1,3	35,0	17,5	5,7	200	200	35,0	5,7	3 510	65,0	54,1
1,3 −1,4	14,0	42,0	17,1	240	440	49,0	8,8	3 270	58,0	64,2
1,4 −1,5	11,0	54,5	36,4	400	840	60,0	14,0	2 870	40,0	71,9
1,5 −1,7	9,0	64,5	54,0	486	1 326	69,0	19,2	2 384	31,0	77,1
1,7 −1,9	11,0	74,5	68,0	744	2 070	80,0	26,0	1 640	20,0	82,0
+1,9	20,0	90,0	82,0	1 640	3 710	100,0	37,1	—	—	—
Total sau medie	100,0	—	37,1	3710	—	—	—	—	—	—
Abs. *W*	—	Ord. *Aa*	Abs. *Aa*	—		Ord. *W-Ac-Ab*	Abs. *Ac*	—	—	Abs. *Ab*

Raportarea cifrelor din tabela 1 pe axe de coordonate anume alese defineşte diagrama *HR*, redată în fig. 1.

Semnificaţiile caracteristice ale curbelor constituind diagrama *HR* sînt :

— Curba *Aa :* curba elementară, care indică pentru fiecare densitate, cenuşa cea mai ridicată a fracţiunii densimetrice care pluteşte, respectiv cenuşa cea mai scăzută a fracţiunii densimetrice care se scufundă, adică în esenţă cenuşa limită de separare dintre două fracţiuni densimetrice. (produsul plutit la densitatea respectivă), cenuşa produsului greu (produsul scufundat la densitatea respectivă) şi cenuşa limită de separare dintre cele două produse.

— Curba *W :* curba densimetrică, care are aceeaşi semnificaţie ca şi în diagrama *HR*, indică pentru fiecare densitate cantitatea de produs plutit sau scufundat la densitatea respectivă.

Deosebirea esențială între curbele *HR* și curba *M* constă în faptul că primele sînt reprezentări grafice ale funcției $v=f(y)$, în timp ce ultima este reprezentarea grafică a funcției $v=f(Q\times Y)$.

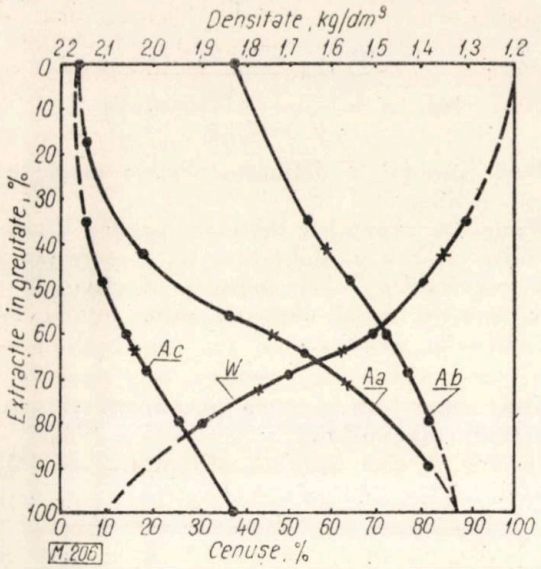


Fig. 1. Diagrama Henry—Reinhardt *(HR)*.

La aceste funcții, simbolurile au următoarea interpretare :

v = extracție greutate (%) ;
y = cenușile elementare (%) ale diferitelor fracțiuni densimetrice ;
Q = cantitățile elementare (%) ale diferitelor fracțiuni densimetrice.

Cu alte cuvinte, curbele *HR* definesc extracția în greutate în funcție de procentul de cenușă

Tabela 2

Fracțiuni densimetrice	Cantități elementare Q %	Cantități cumulate ΣQ %	Cenuși elementare Y %	$Q \times Y$	$\Sigma Q \times Y$ 100 v/0
1	2	3	4	5	6
— 1,3	35,0	35,0	5,7	200	2,00
1,3 — 1,4	14,0	49,0	17,1	240	4,40
1,4 — 1,5	11,0	60,0	36,4	400	8,40
1,5 — 1,7	9,0	69,0	54,0	486	13,26
1,7 — 1,9	11,0	80,0	68,0	744	20,70
+ 1,9	20,0	100,0	82,0	1 640	37,10
Total sau medie	100,0	—	37,1	3 710	—
Ord. *W*	—	Abs. *W-M*	—	—	Ord. *W*

(%), pe cînd curba *M* definește extracția în greutate în funcție de cantitatea de cenușă (*v*/0).

Curbele *HR* au axele de coordonate : extracția în greutate — % — (ordonata) și procentul de cenușă — % — (abscisa).

Curba *M* are drept axe de coordonate : extracția în greutate —%— (abscisa) și cantitatea de cenușă — *v*/0 — (ordonata).

Se vor expune în continuare principalele proprietăți ale curbei *M*, interpretarea curbei *W* fiind cunoscută din diagrama *HR*.

Un punct de pe curba *M* reprezintă o posibilitate de sortare (teoretică) sau rezultatul unei operații de sortare efectuată în anumite condiții, după cum curba respectivă este o curbă de lavabilitate sau o curbă de spălare.

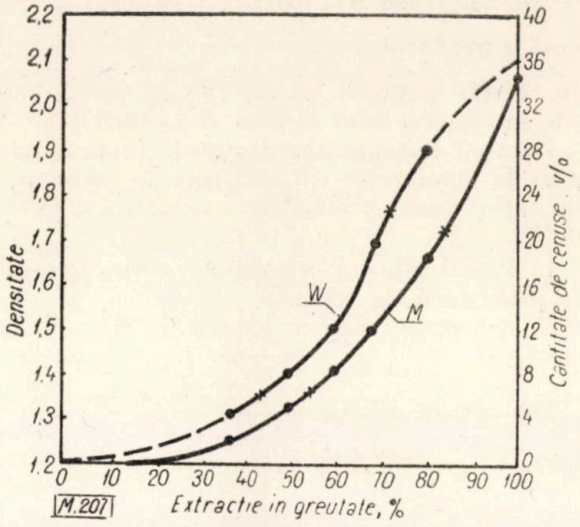


Fig. 2. Diagrama Mayer *(M)*.

Se presupune sortarea unui material oarecare în două produse, situație redată schematic în fig. 3.

Punctul *P* reprezintă un ansamblu de parametri care definesc sortarea respectivă.

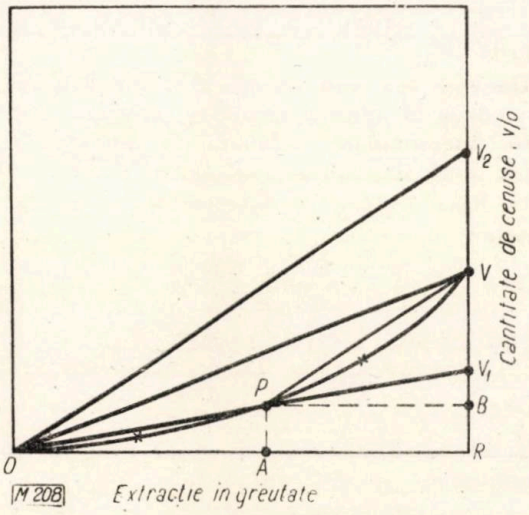


Fig. 3. Curba Mayer *(M)* : sortarea în două produse.

Proiecția pe abscisă a punctului *P* — *OA* — definește cantitatea de produs ușor obținută (*Q* %), iar diferența — *AR* — definește cantitatea de produs greu obținută (100—*Q*) %.

Întreaga abscisă — *OR* — reprezintă cantitatea totală a probei respective (100 %).

Întreaga ordonată — *RV* — reprezintă cantitatea de cenușă (*v*/0) a întregii probe : $100 \times a$

[„a" fiind cenușa medie (%) a probei]. Proiecția pe ordonată a punctului P definește cantitatea de cenușă din produsul ușor — $\frac{Q \times Y_1}{100}$ $(v/0)$ — iar diferența BV reprezintă cantitatea de cenușă a produsului greu : $\frac{(100 - Q) \times Y_2}{100}$ (%).

În aceste expresii Y_1 și Y_2 reprezintă cenușile produsului ușor și greu al sortării (%).

Dacă se trasează coarda OP și se prelungește pînă la intersecția cu ordonata, în punctul V_1, se obțin două triunghiuri asemenea : OAP și ORV_1.

În baza legilor de asemănare a triunghiurilor, se poate formula relația :

$$\frac{OA}{AP} = \frac{OR}{RV_1} . \qquad (2)$$

Din această relație rezultă :

$$RV_1 = \frac{AP}{OA} OR \qquad (3)$$

Termenii din membrul II al relației (3) au următoarele semnificații :

— $AP = RB = \frac{QY_1}{100}$: cantitatea de cenușă a produsului plutit (%).

— $OA = Q$: cantitatea de produs plutit (%).

— $OR = 100$: cantitatea întregii probe (%).

$$\text{Deci : } RV_1 = \frac{\frac{Q \cdot Y}{100}}{Q} 100 = Y_1 (\%) \qquad (4)$$

Rezultă că punctul V_1 reprezintă cenușa medie (%) a produsului plutit, definit de axul și coarda OP.

Dacă se trasează coarda PV, iar din originea O se duce la această coardă o paralelă $-OV_2-$, care intersectează ordonata în punctul V_2, se obțin două triunghiuri asemenea : PBV și ORV_2.

În baza legilor de asemănare se poate scrie relația :

$$\frac{PB}{BV} = \frac{OR}{RV_2} . \qquad (5)$$

Din această relație rezultă :

$$RV_2 = \frac{BV}{PB} OR. \qquad (6)$$

Termenii din membrul II al relației (6) au următoarele semnificații :

— $BV = \frac{(100-Q) \times Y_2}{100}$: cantitatea de cenușă a produsului scufundat $(y/0)$.

— $PB = AR = (100 - Q)$: cantitatea de produs scufundat (%).

— $OR = 100$: cantitatea întregii probe (%)

$$\text{Deci : } RV_2 = \frac{\frac{(100-Q) \times Y_2}{100}}{(100-Q)} 100 = Y_2 (\%) \qquad (7)$$

Rezultă că punctul V_2 reprezintă cenușa medie (%) a produsului scufundat, definit de axul și coarda PV.

Dacă se unește originea curbei $-O-$ cu vîrful ei $-V-$ rezultă un triunghiu ORV, din care se deduce :

$$RV = \frac{\frac{Q \times Y_1}{100} + \frac{(100-Q) \times Y_2}{100}}{Q + (100-Q)} = a (\%). \qquad (8)$$

Deci punctul V definește cenușa medie a întregii probe.

Unul din avantajele mari ale curbei M este că permite analiza posibilităților de sortare sau analiza rezultatelor unei operații efective de sortare, pentru cazul obținerii unui număr oricît de mare de produse.

Se va examina cazul sortării în 3 produse, caz întîlnit curent în practica preparării cărbunilor superiori din R.P.R.

În fig. 4 este indicată schematic această situație.

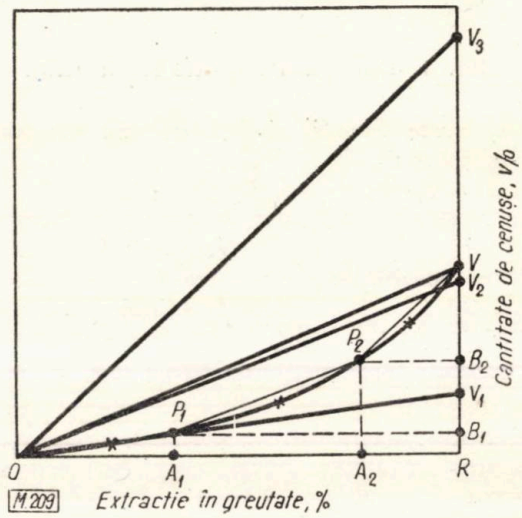


Fig. 4. Curba Mayer *(M)* : sortarea în trei produse.

Punctele P_1 și P_2 reprezintă ansamblurile de parametri, care definesc cele două situații de sortare, în urma cărora rezultă 3 produse.

Arcele, respectiv corzile OP_1, P_1P_2 și P_2V definesc cele 3 produse rezultate din sortare.

Proiecțiile pe abscisă OA_1, A_1A_2 și A_2R reprezintă cantitățile produselor respective (%).

Proiecțiile pe ordonată : RB_1, B_1B_2 și B_2V reprezintă cantitățile de cenușă ale produselor respective $(v/0)$.

Punctele V_1, V_2 și V_3, rezultate din intersecția ordonatei cu paralele duse din origine la corzile OP_1 și P_1P_2 și P_2V care reprezintă produsele sortării definesc cenușile medii ale produselor respective.

O mențiune specială pentru primul produs al sortării (cu cenușa cea mai scăzută), pentru care paralela dusă la coarda care definește produsul se confundă cu însăși coarda.

În afara determinării extracțiilor în greutate și a cenușilor medii ale produselor scontate sau rezultate la o operație de sortare, o altă problemă importantă este determinarea cenușilor limită de separare între produse.

Pentru aceste determinări se face următorul raționament, reprezentat schematic în fig. 5.

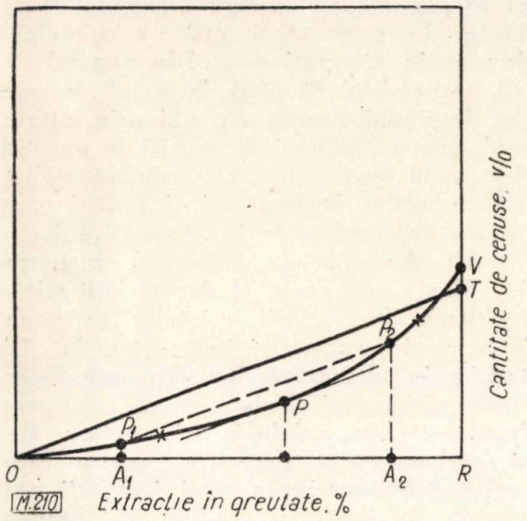


Fig. 5. Curba Mayer *(M)*: determinarea cenușii limită.

Se presupune că arcul P_1P_2 se micșorează treptat, adică cantitatea de produs P_1P_2 (reprezentată pe abscisă de segmentul A_1A_2) devine din ce în ce mai mică. În cele din urmă, practic, arcul P_1P_2 se va reduce la un punct pe curbă —*P*—, iar coarda respectivă — P_1P_2 — va deveni tangentă la curbă în punctul respectiv.

Conform raționamentului expus anterior, potrivit căruia cenușa medie a unui produs este definită de intersecția cu ordonata a unei paralele, dusă din origină la coarda care definește produsul, rezultă că intersecția cu ordonata (punctul *T*) a unei paralele dusă din origine la tangentă în punctul *P*, va defini cenușa limită de separare în punctul *P*, adică cenușa cea mai ridicată care intră în compunerea produsului *OP*, respectiv cenușa cea mai scăzută care intră în compunerea produsului *PV*.

Rezultă că în cazul sortării în 3 produse, caz exemplificat în fig. 4, intersecția cu ordonata a paralelor duse din origine la tangentele de curbă în punctele P_1 și P_2, vor defini cenușile limită de separare dintre produsele OP_1 *și* P_1P_2, respectiv P_1P_2 și P_2V.

În practica curentă a preparării mecanice survin două cazuri principale :

a) *Determinarea extracției* în greutate a unui produs de sortare, pentru o anumită cenușă, impusă, a produsului respectiv.

b) *Determinarea cenușii* unui produs de sortare pentru o anumită extracție în greutate, impusă, a produsului respectiv.

Pentru a avea o imagine completă a diferitelor situații care pot surveni, pentru fiecare din cele două cazuri menționate mai sus, se va considera ipoteza sortării unui cărbune brut în 3 produse (cărbuni spălați, mixte și șist) iar discuția parametrilor menționați anterior, la punctele *a* și *b*, se va face pentru mixte.

Curba *M* permite rezolvarea cazurilor respective în modul următor (referirile se fac la fig. 4) :

Cazul a : Se cere determinarea extracției în greutate a mixtelor rezultate după sortare, pentru o anumită cenușă —V_2(%)— a acestora.

Se trasează o dreaptă — OV_2 — care unește originea *O* cu punctul V_2 de pe ordonată, care corespunde cenușii impuse a mixtelor.

Este evident că, fără o altă condiție suplimentară, la dreapta OV_2 se pot duce o infinitate de paralele care, intersectînd curba, determină o infinitate de soluții pentru obținerea mixtelor respective. În toate aceste cazuri, cenușa mixtelor este cea impusă, însă extracția în greutate a mixtelor respective variază. Aceasta atrage după sine variația extracției în greutate și a calității (cenușa) pentru celelalte două produse ale sortării : cărbuni spălați și șist.

Rezultă deci cele spuse mai sus că indicarea unui singur parametru obligatoriu — cenușa respectivă a mixtelor — este o condiție necesară, însă nu suficientă, pentru obținerea unei soluții bine determinate privind extracția în greutate a mixtelor.

Pentru a se obține această soluție bine determinată, sînt necesari 2 parametri obligatorii adică, pe lîngă cenușa mixtelor, este necesar a se indica și unul din următorii parametri : extracția în greutate a cărbunilor spălați sau a șistului, cenușa cărbunilor spălați sau a șistului.

În condiția indicării și a celui de-al doilea parametru, determinarea extracției în greutate pentru mixte se face astfel :

A l t e r n a t i v a 1 : Parametrul suplimentar este extracția în greutate a cărbunilor spălați sau șistului.

Se trasează dreapta OV_2, menționată anterior. Din punctul de pe abscisă corespunzător uneia din extracțiile în greutate indicate ca parametru suplimentar (se presupune punctul A_2, corespunzător șistului) se ridică o perpendiculară, care intersectează curba în punctul P_2. Se trasează, paralelă cu dreapta OV_2, o coardă a curbei, care are ca punct obligatoriu P_2. Proiecția pe abscisă (A_1) a celui de-al doilea punct de intersecție al corzii cu curba (P_1), împreună cu punctul A_2 (obligat) determină prin segmentul A_1A_2, extracția în greutate a mixtelor, ca soluție determinată, pentru cenușa impusă : V_2 (%). În același timp sînt determinați și toți ceilalți parametri tehnologici ai sortării : cenușa șistului, cenușa și extracția în greutate a cărbunilor spălați, cenușile limită de separare între produse.

A l t e r n a t i v a 2 : Parametrul suplimentar este cenușa cărbunilor spălați sau șistului.

Se trasează, la fel ca în cazul anterior, dreapta OV_2. Se unește originea *O* cu punctul de pe ordonată, corespunzător cenușii impuse a cărbu-

nilor spălați sau șistului (se presupune punctul V_3, pentru cazul cenușii șistului). Prin vîrful curbei — V — se duce o paralelă la dreapta OV_3, care intersectează curba în punctul P_2. Din punctul P_2 se trasează o coardă la curbă, paralelă cu dreapta OV_2, coardă care are ca al doilea punct de intersecție pe curbă, punctul P_1. Proiecțiile pe abscisă A_1 și A_2 — ale punctelor P_1 și P_2 determină prin segmentul A_1A_2 extracția în greutate căutată pentru mixte, ca soluție bine determinată pentru cenușa impusă a mixtelor: V_2 (%). În același timp sînt determinați toți ceilalți parametri tehnologici ai sortării, analog cu cele arătate în alternativa 1.

Cazul b : Se cere determinarea cenușii mixtelor rezultate după sortare, pentru o anumită extracție în greutate a acestora.

În cazul în care singurul parametru indicat este extracția în greutate a mixtelor, există o infinitate de soluții pentru cenușa mixtelor respective, deoarece segmentul care definește extracția în greutate a mixtelor poate avea orice poziție pe abscisă.

Deci, la fel ca în cazul „*a*" indicarea unui singur parametru obligatoriu reprezintă o condiție necesară, dar nu suficientă pentru determinarea unei anumite situații calitative de obținere a mixtelor.

Pentru definirea acestei anumite situații este impusă deci indicarea a încă unui parametru: acesta poate fi unul din următorii: extracția în greutate a cărbunilor spălați sau șistului, cenușa cărbunilor spălați sau șistului.

În situația indicării și a celui de-al doilea parametru obligatoriu, determinarea cenușii mixtelor se poate face astfel:

A l t e r n a t i v a 1: Parametrul suplimentar este extracția în greutate a cărbunilor spălați sau șistului.

Se presupune, spre exemplu, că este dată extracția în greutate a șistului. Pe abscisă se plasează segmentul A_2R, care reprezintă această extracție în greutate, începînd din vîrful unghiului drept: R. În continuarea acestui segment, se plasează pe abscisă segmentul A_1A_2, care reprezintă extracția în greutate impusă pentru mixte. Din punctele A_1 și A_2 se ridică perpendiculare pe abscisă, care intersectează curba în punctele P_1 și P_2, determinînd astfel coarda P_1P_2. Din origina O, se trasează o paralelă la coarda P_1P_2, care intersectează ordonata în punctul V_2, punct care definește cenușa căutată a mixtelor: V_2(%), ca soluție determinată.

În același timp, sînt determinați și ceilalți parametri ai sortării respective: extracția în greutate a cărbunilor spălați, cenușa cărbunilor spălați și a șistului, cenușile limită de separare între produse.

A l t e r n a t i v a 2: Parametrul suplimentar este cenușa cărbunilor spălați sau șistului.

Se presupune, spre exemplu, că este dată cenușa șistului. Se fixează pe ordonată punctul corespunzător acestei cenuși: V_3. Se unește origina O cu V_3 și prin vîrful V al curbei se trasează o paralelă la dreapta OV_3, care intersectează curba în punctul P_2. Din punctul P_2 se coboară perpendiculară pe abscisă în punctul A_2, delimitînd astfel segmentul A_2R, ca extracție în greutate a șistului. În continuarea acestui segment se plasează pe abscisă segmentul A_1A_2 — extracția în greutate impusă a mixtelor — analog ca în alternativa 1. Din punctul A_1 se ridică perpendiculară pînă la curbă în punctul P_1, se determină coarda P_1P_2 și prin intersecția cu ordonata a paralelei la coardă în punctul V_2 se determină cenușa căutată a mixtelor: V_2 (%) Sînt deasemenea determinați și ceilalți parametri ai sortării analog ca în alternativa 1.

Un alt domeniu de utilizare cu succes a curbei Mayer este acela al dezasocierii mixtelor.

Problema dezasocierii mixtelor se pune în vederea măririi extracției în greutate în cărbuni sortați, prin eliberarea lor din concrescențele naturale cărbune-mixte-șist.

Problema este valabilă atît pentru studiul unui cărbune brut oarecare, pentru care se intenționează construcția unei instalații noi de preparare cît și pentru studiul unui produs intermediar rezultat în decursul operațiunilor de preparare dintr-o uzină existentă.

Uzual, în linii mari, lucrurile se petrec astfel:

Asupra unei anumite clase din materialul de cercetat se execută o analiză densimetrică și de cenușă, analiză în baza căreia se trasează curba M respectivă.

După aceasta, materialul respectiv este sfărîmat la diferite dimensiuni. După fiecare sfărîmare, asupra materialului respectiv se execută o nouă analiză densimetrică și de cenușă, în baza căreia se trasează o nouă curbă M.

Toate curbele M obținute după diferitele sfărîmări se raportează pe aceeași diagramă pe care s-a trasat și curba M a materialului inițial.

Această situație este redată schematic în fig. 6. Se va analiza cazul general al unui căr-

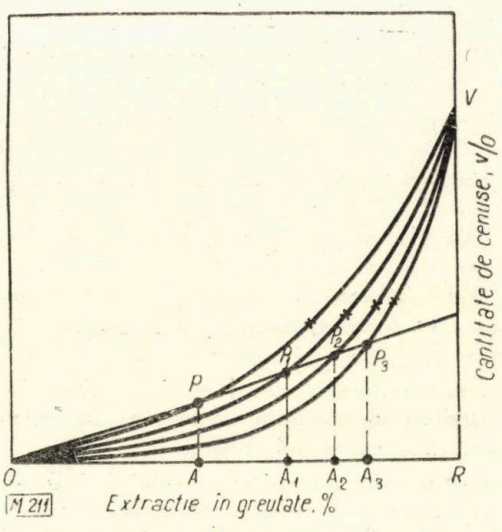


Fig. 6. Curba Mayer *(M)*: studiul dezasocierii mixtelor.

bune brut, pentru care se studiază posibilitatea obținerii unor cărbuni sortați cu $c\%$ cenușă, a unor mixte cu $m\%$ cenușă și a unui șist cu $b\%$ cenușă.

Asupra cărbunilor bruți se execută o analiză densimetrică și de cenușă în baza căreia se trasează diagrama *M* respectivă. Din această diagramă rezultă parametrii teoretici pentru cele trei produse scontate, parametri din care se desprind extracțiile în greutate respective : V_c, V_m și V_b.

Materialul este sfărîmat apoi succesiv la diferite dimensiuni. După fiecare sfărîmare, rezultă o curbă *M* a materialului sfărîmat.

Pentru cenușa „*c*" (%) căutată a cărbunilor sortați, dreapta OC intersectează curbele *M* în diferite puncte : P_1, P_2, P_3, etc., puncte ale căror proiecții pe abscisă : OA, OA_2, OA_3, etc., determină extracțiile în greutate rezultate în urma sfărîmărilor. Este evident, între diferitele extracții în greutate există relații de forma :

$$V_c \leqslant V_{c1} \leqslant V_{c2} \leqslant \ldots \leqslant V_{cn} \qquad (9)$$

În urma aceluiași proces de dezasociere, extracțiile în greutate pentru șist urmează o lege de forma :

$$V_b \leqslant V_{b1} \leqslant V_{b2} \leqslant \ldots \leqslant V_{bn} \qquad (10)$$

Ca urmare a modificărilor survenite în extracțiile în greutate pentru cărbunii sortați și șist, extracția în greutate a mixtelor suferă modificări de forma :

$$V_m \geqslant V_{m1} \geqslant V_{m2} \geqslant \ldots \geqslant V_{mn}$$

Construcția permite lectura directă pe abscisă a extracțiilor în greutate și compararea imediată a efectului dezasocierii prin determinarea indicilor :

$$r_c = \frac{V(k+1)c - V_{kc}}{V_{kc}} 100\,(\%)$$

$$r_m = \frac{V_{km} - V(k+1)m}{V_{km}} 100\,(\%)$$

unde :

r_c = gradul de mărire al extracției în greutate în cărbuni sortați (%).

r_m = gradul de reducere al extracției în greutate în mixte (%).

V_{kc} și $V(k+1)c$ = extracții în greutate în cărbuni sortați, înainte și după sfărîmare (%).

V_{km} și $V(k+1)m$ = extracții în greutate mixte înainte și după sfărîmare (%).

În cele ce urmează se vor indica unele date practice de construcție ale curbei Mayer.

Pentru abscisă se iau 2 mm pentru fiecare punct de extracție în greutate (%), ceea ce conduce la o lungime totală a abscisei de 200 mm.

Pe ordonată, pentru a permite o citire și o interpretare mai corectă, se iau 5 mm pentru fiecare punct al cantității de cenușă (v/o) ; rezultă o lungime totală a ordonatei de 500 mm.

Această lungime apreciabilă a ordonatei ar genera dificultăți în folosirea curentă a curbei *M* ; de aceea, uzual se folosește ordonata rabatată.

Se va examina cazul trasării și utilizării curbei *M* cu ordonata rabatată. Principiul de construcție al ordonatei rabatate este indicat în fig. 7.

Se presupune o curbă *M* oarecare, pentru un material a cărui cenușe medie este definită de punctul de vîrf al curbei : *V*.

La cîteva puncte v/o de vîrful curbei, de preferință pentru o valoare absolută multiplu de 5 sau 10, în punctul *C* se duce o paralelă la abscisă: *CE*. Se unește originea *O* cu punctul F, care delimitează valoarea maxim posibilă a ordonatei normale : $RF = 100\ v/o$. Dreapta *OF* intersectează paralela la abscisă — *CE* — în punctul *D*.

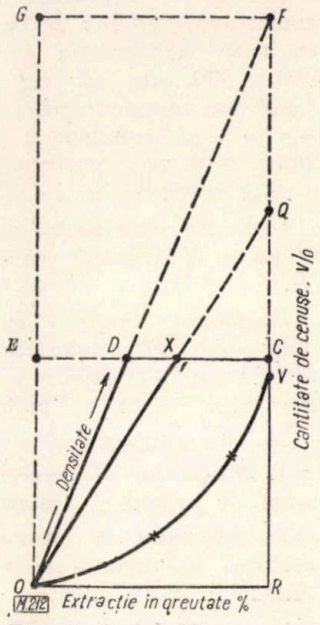


Fig. 7. Curba Mayer : construcția ordonatei rabatate.

Se formează două triunghiuri asemenea : *ORF* și *DCF*, din care rezultă :

$$CD = OR\,\frac{CF}{RF} = OR\,\frac{RF - RC}{RF}\ (v/o). \qquad (9)$$

Presupunînd că paralela *CD* a fost trasată în punctul *C*, de valoare $k(v/o)$, valoarea numerică de trasare, care definește segmentul *CD* este :

$$CD = (100 \times 2\ \text{mm})\,\frac{(100 \times 5\ \text{mm}) - (K \times 5\ \text{mm})}{(100 \times 5\ \text{mm})} =$$

$$= 2\,(100 - K)\ \text{mm}. \qquad (10)$$

Punctul *D* este corespondentul pe ordonata rabatată al punctului *F* de pe ordonata normală, cu alte cuvinte punctul *D* reprezintă pe ordonata rabatată valoarea maximă (100 v/o) al ordonatei normale.

În același mod se pot fixa pe ordonata rabatată *CD* toate celelalte valori intermediare ale ordonatei normale *CF*.

Spre exemplu, un punct oarecare — *Q* — de pe ordonata normală corespunzător unei anumite cantități de cenușe — *q* — are un punct corespondent — *X* — pe ordonata rabatată, care este determinat din relația de asemănare a triunghiurilor *ORQ* și *XCQ*.

$$CX = OR\,\frac{CQ}{RQ} = OR\,\frac{RQ - RC}{RQ}\ (v/o). \qquad (11)$$

Valoarea numerică de trasare a segmentului CX este dată de relaţia :

$$CX=(100\times 2\,\text{mm})\frac{(q\times 5\,\text{mm})-(K\times 5\,\text{mm})}{(q\times 5\,\text{mm})}=$$

$$=200\,\frac{q-K}{q}\,\text{mm}. \qquad (12)$$

În fig. 7, suprafaţa $ORFG$ reprezintă cazul construcţiei curbei M cu ordonata normală, caz în care construcţia se face cu dimensiunile 200×500 mm, iar suprafaţa $ORCD$ reprezintă cazul construcţiei curbei M cu ordonata rabatată, caz în care construcţia se face cu dimensiunile 200×250 mm (presupunînd cazul rar în care cenuşa medie a materialului este de 50%).

Utilizînd construcţia ordonatei rabatate, curba M poate fi utilizată curent pe un format normal A_4.

Diagrama M are o serie de avantaje asupra diagramei HR, avantaje care au făcut ca în ultimii ani să capete o utilizare din ce în ce mai largă în tot mai multe ţări.

Se vor enumera o serie din aceste avantaje :

1. Diagrama M necesită un timp mult mai scurt de calcul şi trasare ca diagrama HR.

2. Diagrama M permite obţinerea rapidă a oricărei informaţii prin simpla determinare a înclinării unor drepte.

3. Diagrama M nu necesită nici un calcul sau construcţie suplimentară pentru studiul obţinerii mai multor produse (la diagrama HR, în cazul studiului obţinerii a trei produse, spre exemplu, pentru al treilea produs este necesară fie construcţia grafică a curbei respective, fie calculul ei punct cu punct).

4. Diagrama M permite prin simplă înlocuire a axelor de coordonate, obţinerea a tot felul de informaţii precum : cantitatea de sulf, de materii volatile, putere calorică, preţ de cost etc.

Folosirea diagramei M în cadrul activităţii de cercetare a condus la o uşurare a interpretării rezultatelor preparării cărbunilor într-o serie de probleme de cercetare.

Bibliografie

[1] Mayer F. W.: *Curba valorilor medii, o nouă curbă de lavabilitate* — Glückauf 86 (1950)

[2] Mayer F. W.: *Citirea simplificată a cenuşii după curba M* — Glückauf 89 (1953).

[3] Mayer F. W.: *Coordonate vectoriale* — Glückauf — iunie 1950.

[4] Mayer F. W.: *Curba M, ca curbă de concreştere şi de spălare în prepararea cărbunelui* Bergfreiheit 19 (1954) caietul 9.

[5] Dell C. C.: *Curba Mayer.* Colliery Engineering — octombrie 1956.

[6] Dell: *Utilizări noi ale curbei Mayer.* Colliery Engineering-noiembrie 1956.

1767 Ba 7/6

CZ. 622.33.03

Cîteva cazuri de radioactivitate naturală foarte crescută a unor strate de cărbuni din Valea Jiului

Influenţa acestei radioactivităţi asupra interpretării diagramelor de carotaj geofizic

Ing. **P. Bacîru**

Metodele geofizice de cercetare a zăcămintelor utile şi-au extins în ultima vreme domeniul lor de activitate, mai ales în urma introducerii metodelor radioactive în practica măsurătorilor geofizice complexe de suprafaţă şi pe găurile de sondă, pentru descoperirea sau conturarea zăcămintelor.

Primele măsurători radiometrice pe găurile de sondă efectuate în ţara noastră pentru punerea în evidenţă şi stabilirea grosimilor stratelor de cărbuni au arătat că metodele radiometrice au o mare perspectivă în acest sens.

În funcţie de parametrii fizici ai rocilor din complexele productive s-a căutat să se stabilească necesarul de măsurători geofizice şi să se precizeze o metodă de interpretare care să determine natura rocilor traversate de găurile de sondă, în general, şi să evidenţieze stratele carbonifere, în special.

Aceste măsurători făcute în toate bazinele carbonifere din ţara noastră, pentru stabilirea parametrilor caracteristici stratelor de cărbuni, au dus la o concluzie generală că aceste strate au o radioactivitate naturală scăzută, ceea ce face ca înregistrările curbei gama natural să dea valori minime în dreptul acestor strate *.

În baza acestei concluzii generale s-a considerat că şi în bazinul carbonifer Valea Jiului toate stratele de cărbuni au o radioactivitate naturală scăzută în raport cu argilele şi marnele întîlnite de forajele din acest bazin. Ca urmare s-a adoptat o metodă generală de interpretare a materialului geofizic de sondă în scopul punerii în evidenţă a stratelor de cărbuni, procedîndu-se la identificarea lor prin folosirea cu prioritate a curbelor de carotaj gama natural şi neutron gama, care — după autorii menţionaţi — se comportă în toate cazurile în dreptul unui strat de cărbune cu minime de intensitate gama primare şi secundare.

În unele cazuri însă, măsurătorile geofizice au pus totuşi în evidenţă anomalii maxime de radiaţii gama natural în dreptul unor strate de cărbuni şi ca urmare aceste strate nu au fost interpretate ca strate de cărbuni, mai ales cînd în carotajul mecanic existau lacune.

De aici reiese că în metoda de interpretare pentru punerea în evidenţă a stratelor de cărbuni, pe de o parte se dădea o prioritate curbelor radioactive şi în special curbei gama natural, neglijîndu-se, parţial sau total, celelalte măsurători geofizice, iar pe de altă parte interpretarea geofizică era pusă în totală dependenţă de carotajul mecanic.

Vom cita numai cîteva din cazurile întîlnite în cîmpuri miniere diferite, în care radioactivitatea naturală a unor strate de cărbuni este foarte ridicată, dînd anomalii maxime ce depăşesc pe acele date de stratele de argile considerate că au radioactivitatea naturală cea mai ridicată dintre toate rocile întîlnite de forajele din bazinul carbonifer Valea Jiului.

Astfel, în cîmpul minier Uricani, la sonda A la care s-au efectuat măsurătorile geofizice în anul 1959, pe intervalul 314—334 m, stratul de cărbune apare sub formă de trei bancuri : 1, 2,

---

* „Radioactivitatea rocilor sedimentare întîlnite frecvent prin găurile de sondă se prezintă astfel :

Cărbunele, anhidrida, sarea	echivalent de radiu pe gram de rocă $1—2x10^{-12}$
Gresiile, nisipurile, calcarele, dolomitele	echivalent de radiu pe gram de rocă $2—10x10^{-12}$
Argilele, marnele	echivalent de radiu pe gram de rocă $8—25x10^{-12}$
Argile organice, marine,	echivalent de radiu pe gram de rocă $60—100x10^{-12}$

Din tabelă se vede că stratele de cărbuni trebuie să prezinte un minimum de radiaţii gama naturale ceea ce se observă în înregistrările făcute atît la noi cît şi în străinătate."(vezi ing. A. Voronca : Rezultate obţinute prin măsurătorile geofizice aplicate în găurile de sonde în prospectarea cărbunilor. Revista Minelor, Nr. 9/1958 p. 390).

„Carotajul geofizic, ca metodă de cercetare geologică a grosimilor stratelor de cărbune, a remediat aceste deficienţe tehnice, detectînd existenţa cărbunelui prin minimele concomitente de pe ambele curbe ale carotajului radioactiv (gama natural şi neutron gama) iar grosimile prin rezistivitatea microcarotajului." (vezi ing. T. Rusu : Rezultate geologice obţinute prin măsurători geofizice, la sondajele de explorare din bazinul carbonifer Valea Jiului. Revista Minelor, Nr. 2/1960, p. 74).

3* (vezi fig. 1), dintre care două bancuri 1 şi 2 sînt cu o radioactivitate naturală foarte crescută faţă de celelalte roci traversate de sondă, iar bancul 3 are o radioactivitate naturală scăzută şi ca atare curba gama natural indică un minim în dreptul acestui banc.

torilor discuţii şi poate că părerile rămîneau împărţite dacă rezultatele carotajului mecanic — la ajutorul căruia s-a recurs ca de obicei — nu ar fi confirmat că sînt bancuri de cărbune.

Trebuie subliniat faptul că nu se poate discuta calitatea curbei gama natural, deoarece înre-

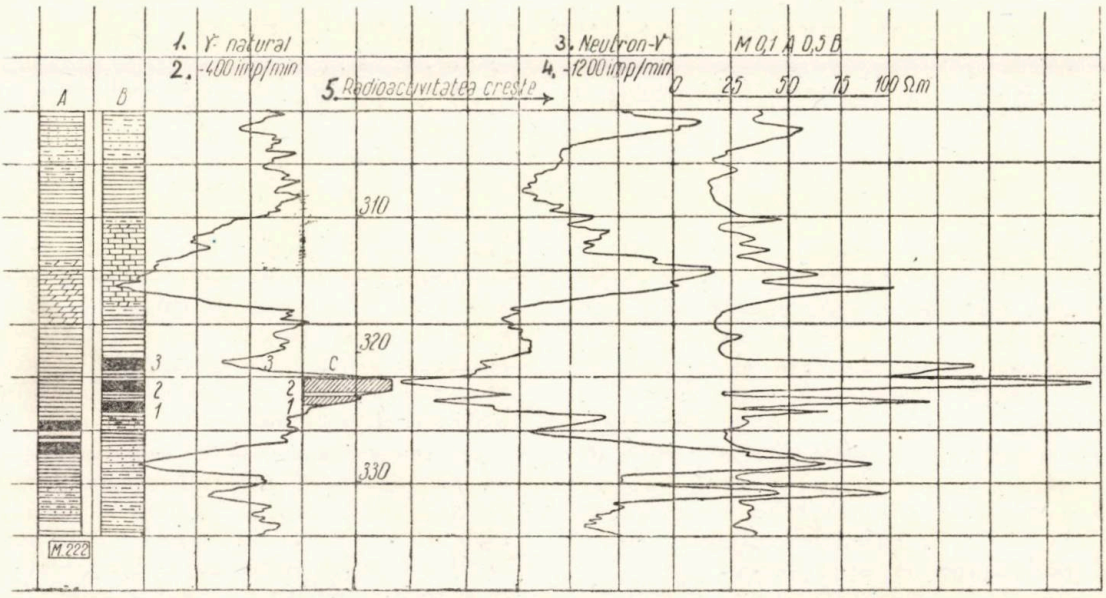


Fig. 1

A — coloana stratigrafică a carotajului mecanic; *B* — strate de cărbune interpretate după diagramele geofizice, ▨ — strate de cărbune cu radioactivitate mare **)

La concluzia că aceste trei bancuri sînt de cărbune, s-a ajuns după o interpretare complexă a tuturor curbelor geofizice: carotajul electric, curba neutron gama şi curba gama natural. Bancul nr. 3 e pus în evidenţă de maximele de rezistivitate aparentă indicate de carotajul electric şi de minimele de pe ambele curbe radioactive (curba neutron-gama şi gama natural). Pentru ca să demonstrăm că şi celelalte două bancuri sînt de cărbune, este suficient să folosim curba de rezistivitate şi curba neutron gama. Curba de rezistivitate arată că avem de a face cu două bancuri a căror rezistivitate aparentă este mare. Deci, în acest caz, putem să avem ori două bancuri de gresie, ori două bancuri de cărbune. Luînd în consideraţie şi curba neutron-gama care se comportă cu valori minime în dreptul acestor două bancuri, reiese că ele sînt de cărbune şi în nici un caz de gresie.

Combinînd indicaţiile curbelor de rezistivitate aparentă cu curba gama natural se ajunge la aceeaşi concluzie, că aceste două bancuri sînt de cărbune însă *au o radioactivitate naturală ridicată* în raport cu alte strate de cărbuni sau chiar în raport cu argilele.

Sesizarea acestui prim caz de radioactivitate foarte mărită a provocat în rîndul interpretagistrarea, în scopul clarificării acestei anomalii, a fost făcută pe intervalul menţionat, cu două aparate diferite (N.G.G.K-55 şi R.A.R.K.) care au indicat aceeaşi anomalie de maxim în dreptul celor două bancuri de cărbune.

La aceeaşi sondă, pe intervalul 446—451 m, interpretatorul, consecvent metodei de interpretare care dă prioritate curbei gama natural, a dat un strat de cărbune numai de 1 m, pentru că aşa indică această curbă, iar în carotajul mecanic, pe acest interval, este o lacună. În realitate, după curba neutron-gama şi cea a rezistivităţii aparente, stratul este mult mai gros (fig. 2).

În cîmpul minier Bărbăteni s-au întîlnit mai multe cazuri.

La sonda A, pe intervalul 376—382,5 m apare un complex de patru bancuri cu radioactivităţi naturale diferite. Dacă se aplică aceeaşi metodă complexă de interpretare care utilizează toate curbele geofizice, ca şi în cazul precedent, se ajunge la concluzia că este vorba de un strat de cărbune compus din patru bancuri. Primele două bancuri superioare au o radioactivitate naturală scăzută iar celelalte două bancuri inferioare au o radioactivitate naturală foarte crescută, care depăşeşte cu mult linia argilelor.

La această sondă mai avem o înregistrare în sprijinul afirmaţiilor făcute şi anume curba gama-gama, care indică pe acest interval patru maxime, ca urmare a densităţilor specifice mici,

* Numerotarea noastră.

** Semnificaţiile *A*; *B* şi ▨ din fig. 1 sînt aceleaşi pentru toate figurile acestui articol (1—11).

corespunzătoare cărbunelui pe profilul sondei măsurate.

Cu toate indicaţiile date de curbele de rezistivitate aparentă, neutron-gama, gama-gama şi chiar ale carotajului mecanic, cele două bancuri inferioare nu au fost considerate de interpretator ca fiind de cărbune, numai pentru simplul motiv că curba gama natural dă anomalii maxime (vezi fig. 3). Situaţia tehnică a sondei nu a permis luarea probelor laterale cu ciupitorul şi nici recarotarea mecanică a acestui strat în vederea completării lacunei din coperiş şi a stabilirii structurii stratului cu ajutorul metodelor directe.

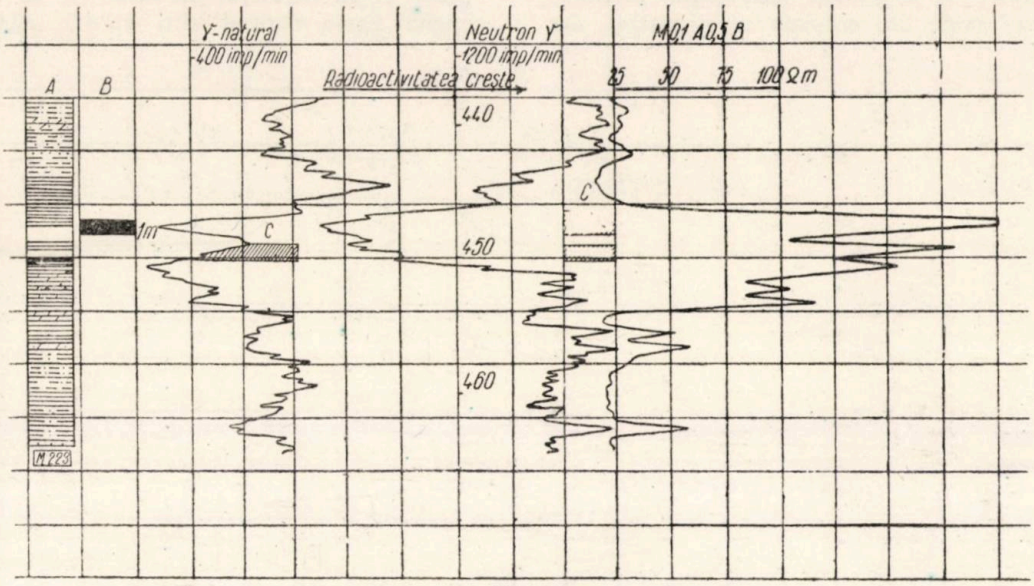


Fig. 2

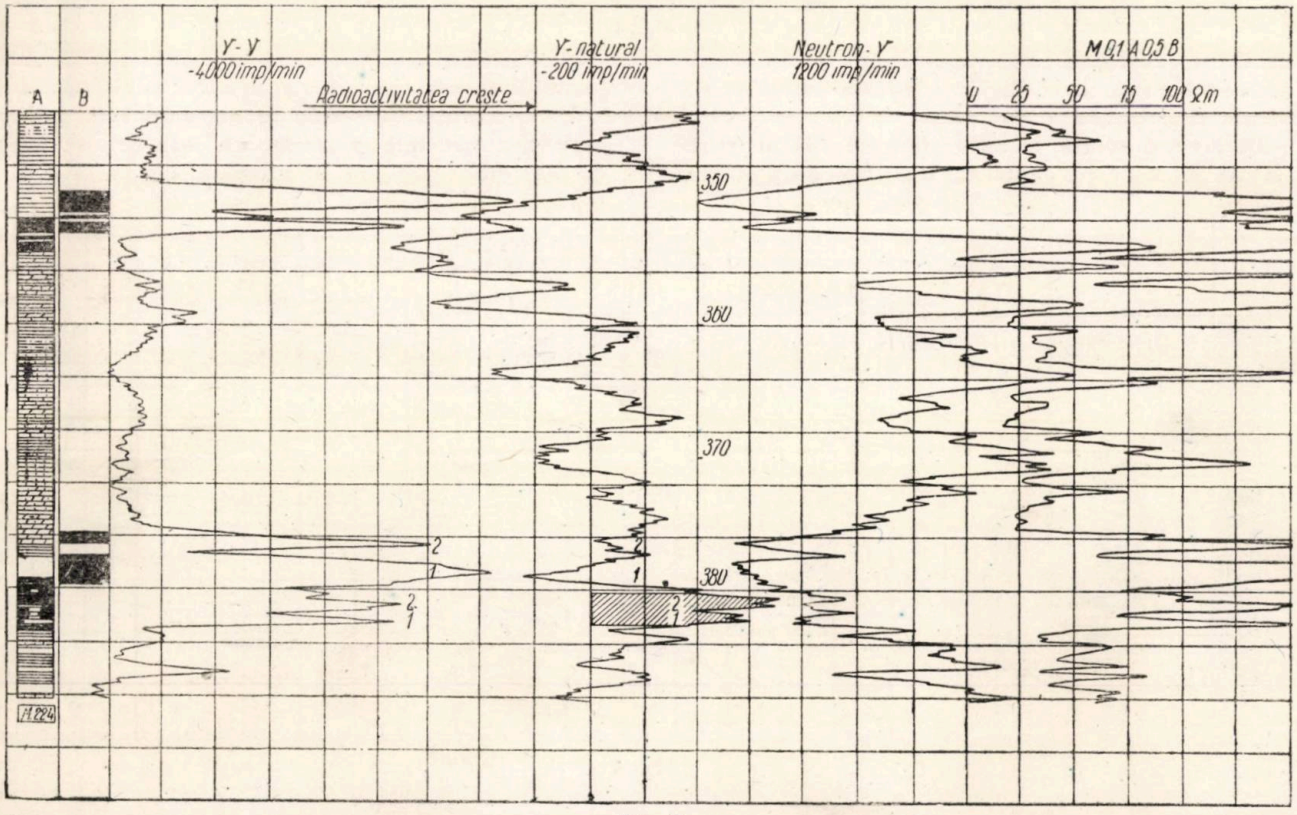


Fig. 3

La sonda B, pe intervalul 718—726 m apare un strat de cărbune compus din trei bancuri (vezi fig. 4). Bancul nr. 1* nu a fost dat de interpretator ca fiind de cărbune, deoarece în

* Numerotarea noastră.

dreptul lui curba gama natural indică un maxim relativ mic față de stratele vecine. Radioactivitatea naturală a acestui banc este cu puțin mai mare decît a celorlalte două și cu mult sub nivelul maxim al argilelor. Carotajul mecanic, după cum se vede din coloana stratigrafică, are

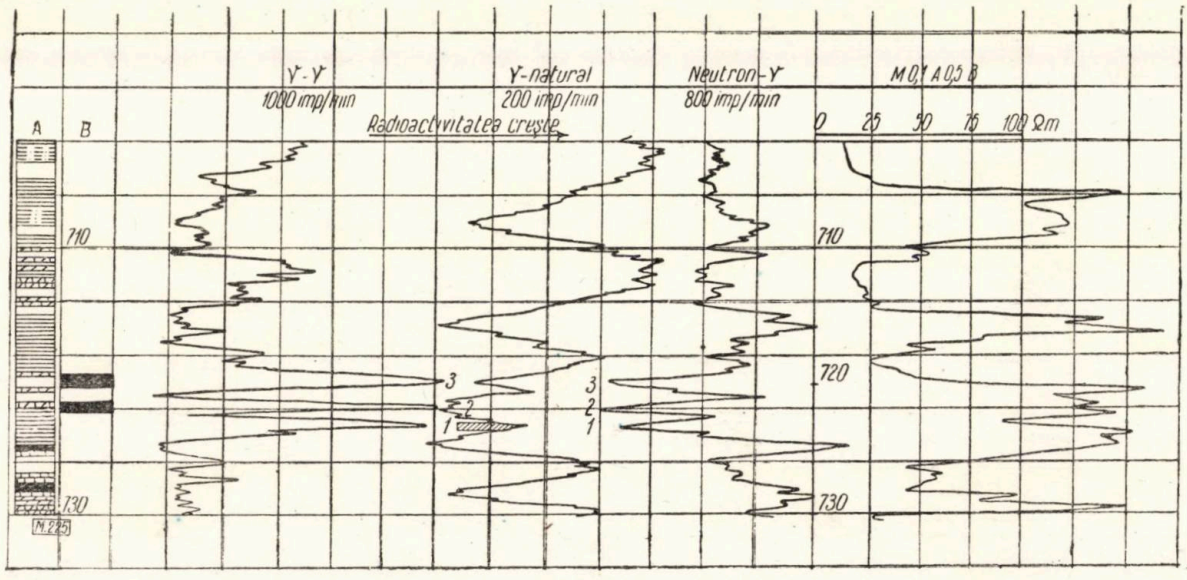


Fig. 4

un recuperaj slab și după el nu s-a putut vedea forma structurală a stratului.

La aceeași sondă, la adîncimea de 791 m avem alt caz unde curba gama natural indică un maxim

care bancul din mijloc are o radioactivitate naturală mult mărită față de bancurile vecine dînd pe curba gama natural valori ce depășesc cu mult maximele date de argile. Bancul 2 este prins și în carotajul mecanic și, cu toate că pe curba gama natural sînt valori maxime, interpretatorul este nevoit să dea cărbune (fig. 6).

Pe intervalul 619—620 m, datorită unei radioactivități naturale crescute, nu este dat un strat de cărbune care are o grosime de peste 1 m.

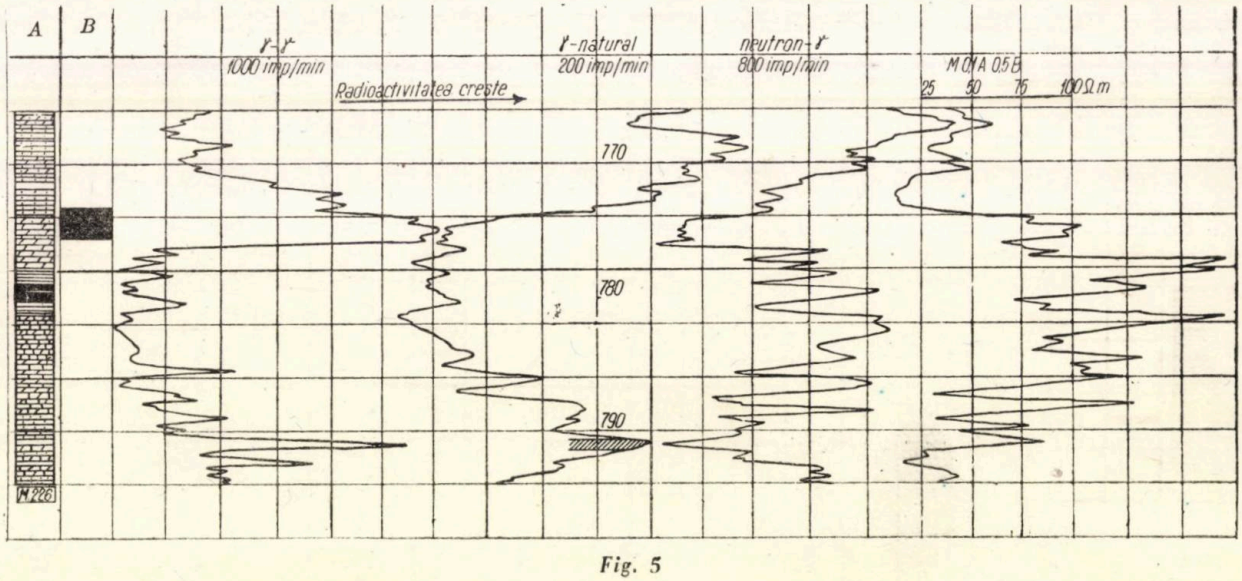


Fig. 5

și pentru acest motiv interpretatorul nu dă un strat de cărbune care are o grosime exploatabilă. Nici de data aceasta carotajul mecanic nu a recuperat stratul de cărbune și astfel face pe interpretatorul geofizician să repete aceleași greșeli de interpretare (fig. 5).

La sonda C, în intervalul 482—488 m, este un strat compus din trei bancuri de cărbune din

Carotajul mecanic nu a recuperat acest strat și, după cum se vede, și de data aceasta influențează în mod negativ pe interpretator (fig. 7).

La sonda D, pe intervalul 498,5—500,10 m dintr-un strat de cărbune gros de 1,60 m cu o mică intercalație, interpretatorul dă doar 0,60 m cărbune și aceasta datorită faptului, că curba gama-natural nu are un minim pregnant (fig 8).

Carotajul mecanic într-un marş de 1,9 m pe intervalul 500—501,9 m recuperează doar 0,20 m cărbune, adică atît cît să garanteze interpretatorului, că în acest interval este un strat de cărbune, însă fără a-l ajuta prea mult în privinţa stabilirii grosimei lui.

În intervalul 542—548 m, unde există un strat compus din 2 bancuri (vezi fig. 9) pe baza acelorași considerente, interpretatorul nu semnalează bancul 1 iar bancul 2 este dat mai mic decît în realitate. Carotajul mecanic nu indică prezenţa vreunui banc de cărbune.

Şi în cîmpul minier Livezeni, la sonda A, pe intervalul 493—494 m există un strat de cărbune a cărui radioactivitate naturală este de asemenea foarte crescută depăşind cu mult linia de maxime a argilelor. În acest caz şi carotajul mecanic care are un recuperaj bun, indică stratul de cărbune de aceeaşi grosime ca şi carotajul geofizic (fig. 10).

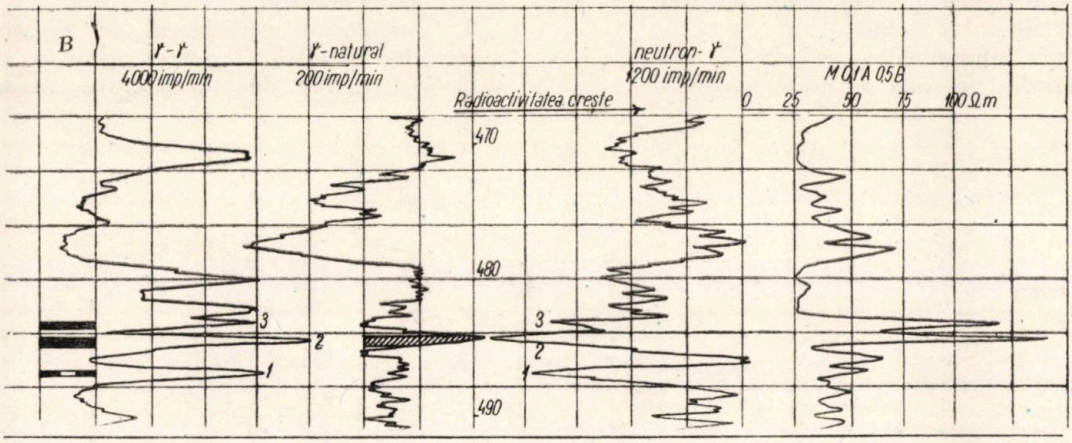


Fig. 6

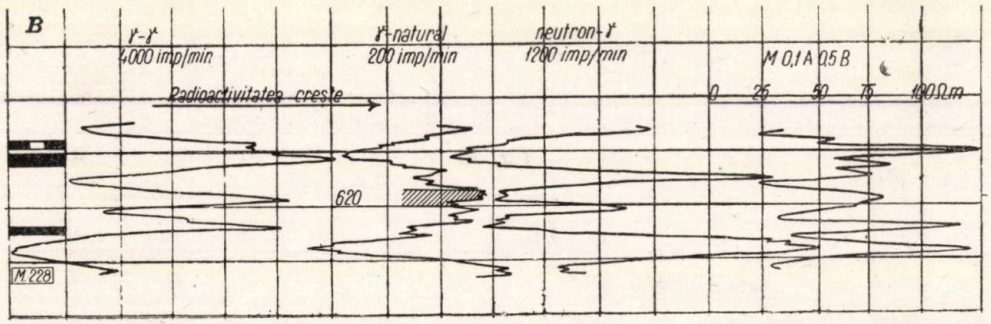


Fig. 7

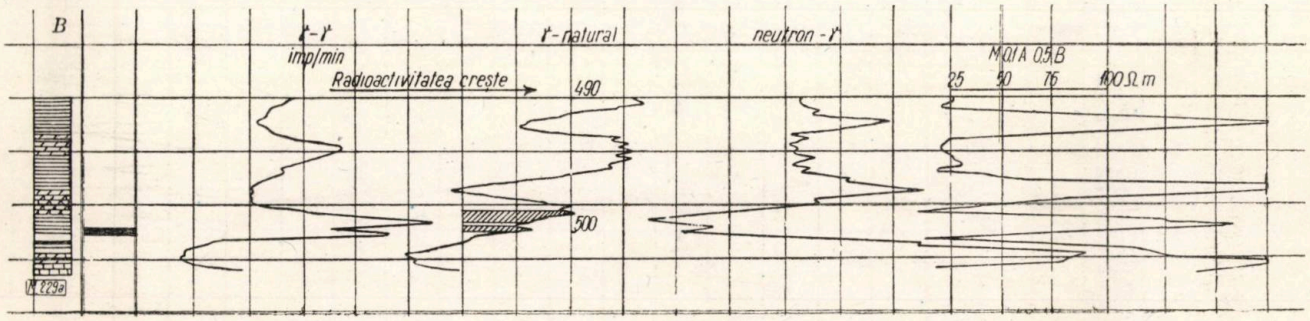


Fig. 8

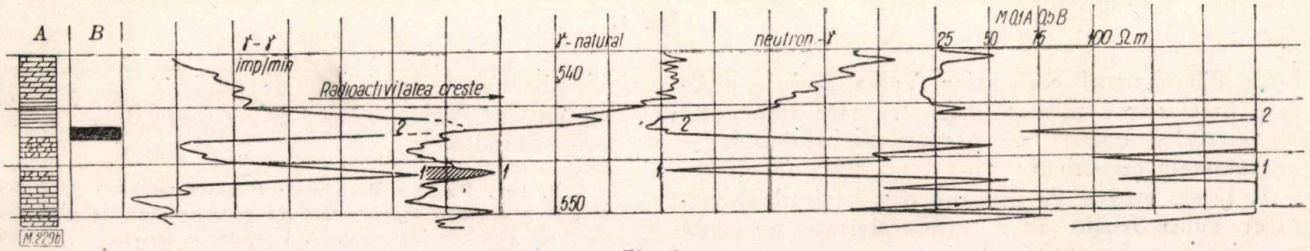


Fig. 9

În același cîmp minier la sonda B, pe intervalul 353,60—354,70 m, apare de asemenea un strat de cărbune cu o radioactivitate foarte mare față de linia argilelor (fig. 11). Carotajul mecanic este dat ca avînd un recuperaj de 100%, lucru care nu poate corespunde realității întrucît cei patru parametri ai curbelor geofizice dau indicația că pe acel interval este un strat de cărbune mai gros decît cel indicat în carotajul mecanic. Ca atare, carotajul mecanic ar fi fost real dacă pe lîngă puținul cărbune dat ar fi dat și o cît de mică lacună.

Am descris numai cîteva cazuri de radioactivitate naturală crescută a unor strate de cărbune din bazinul carbonifer Valea Jiului. întîlnite în cîmpuri miniere diferite, care împreună cu celelalte cazuri ne permit să ajungem la următoarele concluzii :

1. Unele strate de cărbuni din bazinul carbonifer Valea Jiului au o radioactivitate naturală variabilă în limite foarte mari și ca urmare, înregistrările curbei gama-natural pot da o serie întreagă de anomalii relative care variază între minimele date de gresii și maximele argilelor, iar uneori depășesc cu mult aceste maxime.

2. Pentru punerea în evidență a stratelor de cărbuni din acest bazin, trebuie să se aplice o metodă complexă de interpretare, punînd accentul pe înregistrările caracteristicilor fizice în ordinea importanței lor : rezistivitate aparentă, neutron gama, gama-gama și numai în mod informativ gama natural*.

3. Considerăm necesar să se revizuiască tot materialul geofizic existent pentru depistarea tuturor erorilor de interpretare favorizate de considerentul că stratele de cărbuni din bazinul carbonifer Valea Jiului au radioactivități naturale scăzute.

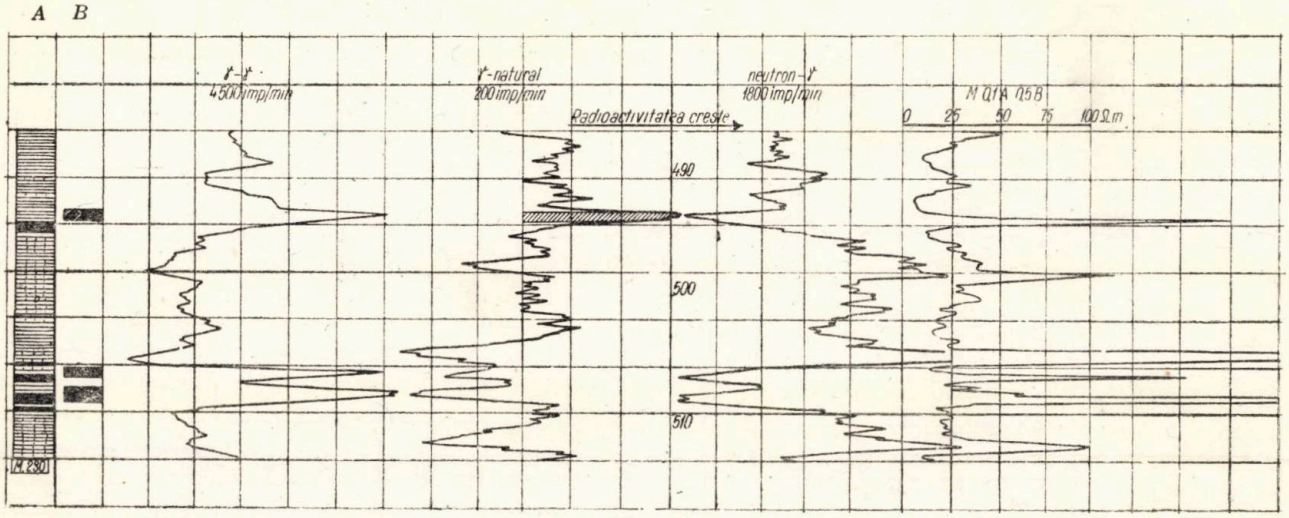


Fig. 10

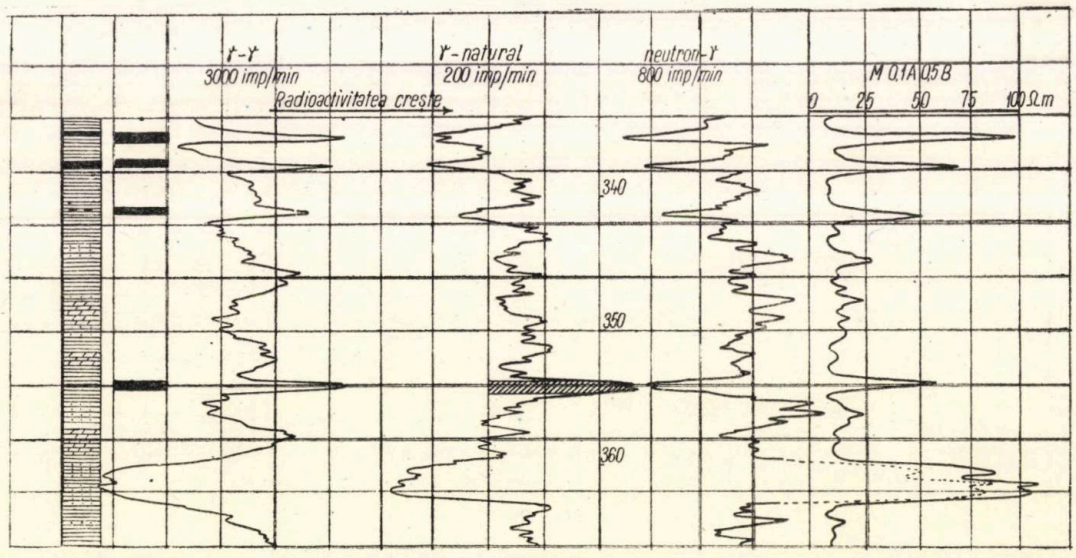


Fig. 11

* V. Ing. Petre Bacîru: *O nouă metodă de desen și interpretare a diagramelor de carotaj electric și radioactiv la sondele de cărbune.* Propunere de inovație 1960 la T.P.E.D.M.N.

CZ. 622.33.5

O erupție de borchiș la exploatarea minieră Ceptura

Ing. **O. Dula**

Pe o galerie direcțională în săpare, s-a produs la Exploatarea minieră Ceptura, la începutul anului 1961, o erupție de borchiș, care a deplasat în lucrările miniere ale exploatării cca. 36 000 m^3 de apă și nisip.

În perioadele de vîrf ale erupției, a fost imobilizat întreg orizontul de transport al minei, debitul stației de pompare fiind depășit de debitul erupției.

În realitate, mina nu a fost pregătită pentru o erupție de borchiș de proporțiile acesteia și dacă ea nu ar fi avut perioade de acalmie, sau dacă erupția s-ar fi prelungit cu aceleași debite mari ca în primele etape, situația ar fi edvenit și mai dificilă.

La mina Ceptura Dacianul constituie etajul productiv. Depozitele daciene stau concordant peste cele ponțiene, fiind alcătuite din alternanțe de marne nisipoase, marne și argile compacte, nisipuri fine și argiloase, între care se intercalează mai multe strate de lignit, dintre care însă numai trei strate prezintă interes economic : stratul 0 în bază, stratul II intermediar și stratul III superior.

Aceste strate au o grosime variabilă cuprinsă între, 1,20 și 2,20 m. Acoperișul și culcușul acestora sînt alcătuite în general din marne friabile cu grosimi de 1—5 m, după care urmează nisipuri.

Se constată o mare variație a litofaciesului, atît pe direcție cît și pe înclinare. Uneori marnele din acoperișul sau culcușul stratelor de cărbune trec lateral la marne nisipoase și alteori la nisipuri, astfel încît acestea din urmă vin în contact direct cu cărbunele, iar sub nivelul hidrostatic devin borchișuri.

Tectonica este simplă, fără deranjamente importante, singurul accident tectonic fiind o falie transversală de-a lungul văii Ceptura, datorită căreia compartimentul vestic este mai ridicat.

Studiul hidrogeologic al bazinului a fost efectuat de către TPEDMN, care a pus în evidență mai multe orizonturi acvifere, situate în acoperișul și culcușul stratelor de cărbune, la distanțe și grosimi variabile.

Apele subterane cuprinse în depozitele poroase ale dacianului au un caracter captiv, nivelele lor hidrostatice fiind în funcție de relieful regiunii, respectiv de nivelurile văilor care constituie principalele domenii de drenare a orizonturilor acvifere.

Sursa unică de alimentare a apelor subterane din regiune o constituie precipitațiile atmosferice, care se infiltrează pe toată suprafața zonei unde stratele de nisipuri aflorează.

Prin sondajele hidrogeologice, s-a determinat nivelul hidrostatic general al regiunii aproximativ la cota +215 m.

Un singur sondaj, și anume sondajul 2 H, care a studiat orizontul acvifer din acoperișul stratului 0 de cărbune, a prezentat o anomalie față de celelalte sondaje. Nivelul piezometric în acest sondaj a fost stabilit la cota 237,54 m.

Prezența apelor subterane la cote mai mari decît cele care se înscriu în curbele depresionale normale ale nivelurilor hidrostatice determinate de drenarea parțială a văilor principale din bazin, în cazul nostru valea Ceptura și valea Budureasa, se explică prin variația foarte mare a litofaciesului, prin existența unor lentile de nisipuri, care aflorează la zi, dar care nu sînt legate cu restul stratelor de nisipuri din intervalul stratigrafic respectiv, ceea ce face să nu existe nici legătură hidraulică între acestea.

Apele înmagazinate în aceste strate de nisipuri au nivele piezometrice superioare văilor, nu curg, ci au un caracter static. Variația nivelului este numai funcție de cantitatea de precipitații care se infiltrează prin zona de afloriment a acestor nisipuri și de intensitatea evaporării în timpul perioadelor secetoase.

Identificarea acestor nisipuri lentiliforme, în cazul lucrărilor de exploatare hidrogeologică prin foraje, este cu totul întîmplătoare. Sondajele hidrogeologice pentru promovarea rezervelor în categoria B, conform metodologiei actuale, se execută la distanță de 800—1 000 m. Or, o asemenea lentilă ca și în cazul zăcămîntului Ceptura se înscrie foarte bine în intervalul dintre sondaje, scăpînd astfel observațiunilor geologice.

Chiar dacă sondajele geologice de explorare care se execută la distanțe mai mici între ele determină existența unor lentile de nisip, acestea nu ne dau niciun indiciu asupra caracteristicilor hidrogeologice ale acestora.

Un exemplu în această privință îl constituie zăcămîntul Ceptura, care a fost explorat prin sondaje geologice, situate la distanțe de 500—700 m și sondaje hidrogeologice, situate la distanțe mai mari.

Prin documentațiile geologice și hidrogeologice întocmite în urma explorărilor, s-a determinat caracterul foarte variat al litofaciesului, strate de nisipuri lentiliforme, dar asupra caracteristicilor hidrogeologice ale acestor lentile și în special ale celor care se dezvoltă deasupra nivelului hidrostatic general al bazinului nu s-a dat nici o indicație, cu toate că o asemenea lentilă de nisip saturat cu apă, din care s-a produs erupția de borchiș la Ceptura, a fost încadrată de sondajele geologice 2 G, 9 524 și 3 G.

Sondajele hidrogeologice 2 H, 5 H, 3 H și 4 H care s-au executat în același perimetru au avut obiective diferite: studierea hidrogeologică a intervalului din culcușul stratului 0 și dintre stratul 0 și stratul II. Intervalul dintre stratul II și stratul III nu a fost cercetat din punct de vedere hidrogeologic și astfel prezența lentilei de borchiș nu a fost identificată (fig. 1 și 2).

Bineînțeles că lucrările de pregătire erau mai avansate în stratul III de acoperiș, unde cîteva abataje puteau fi puse în funcțiune în orice moment, preabatajele direcționale și planul înclinat (nr. 511) pentru transport și aeraj fiind de-acum amenajate în aceste scopuri.

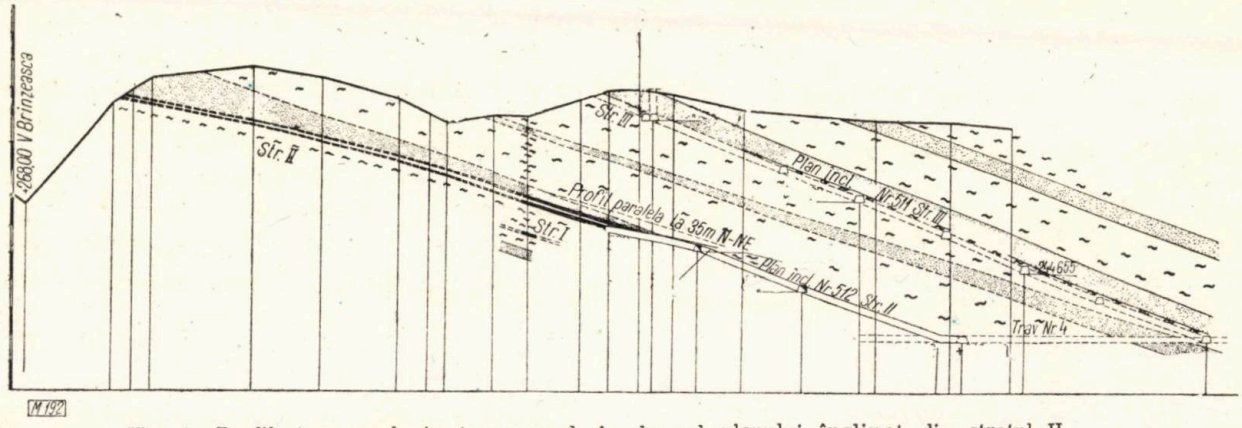


Fig. 1. Profil topo-geologic transversal în lungul planului înclinat din stratul II.

În stratul II situat la 33—40 m în culcușul stratului III lucrările de pregătire începuseră prin săparea planului înclinat și galeria direcțională (fig. 3).

Planul înclinat fusese săpat pe 133 m lungime pe stratul II cu un profil de 7,07 m², armat în inele duble de bolțari tip „Sălaj", urmînd să străpungă la suprafață după cca. 100 m. Inelele de bolțari au fost montate în cîmpuri de 60 cm.

Avansarea planului înclinat pe ultimii 15—20 m se executase cu dificultate, din cauza apariției unui strat de nisip acvifer, situat la 1,5 m în acoperișul stratului de lignit descoperit cu ocazia

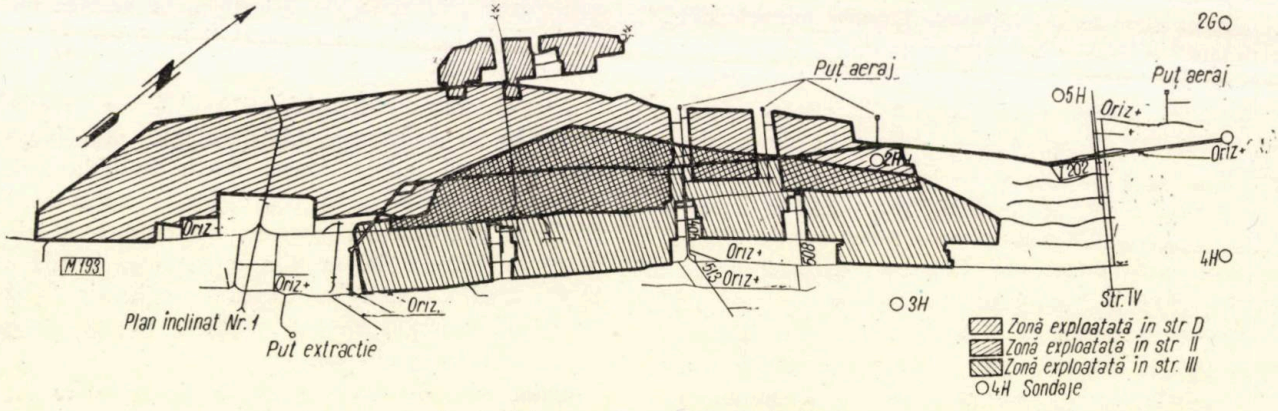


Fig. 2. Schema generală a exploatării.

În luna ianuarie 1961, E. M. Ceptura exploata stratele de cărbuni II și III. Exploatarea stratelor de lignit se efectua cu abataje frontale direcționale în stratul II și cu abataje cameră pe înclinare în stratul III (fig. 2).

Stadiul în care se găseau lucrările de pregătire era avansat, astfel încît continuitatea planului de producție era asigurată.

unei surpări. Proporția de apă conținută de borchiș, precum și presiunea acesteia, au fost dintre cele mai reduse, așa încît s-a trecut relativ ușor peste această porțiune.

Galeria direcțională s-a atacat din planul înclinat la 95 m în amonte de la baza acestuia, cu scopul de a cerceta dezvoltarea stratului de cărbune deoarece sondele geologice forate în această zonă in-

dicau laminarea considerabilă a stratului de lignit. Ea a fost săpată pe stratul de cărbune, pe o lungime de 50 m. Armarea galeriei se efectuase în cîmpuri de 0,8 m cu cadre trapezoidale, confec-

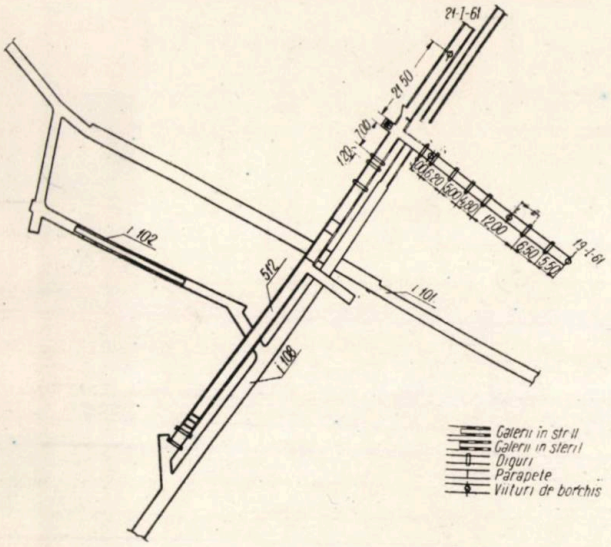


Fig. 3. Schița lucrărilor de îndiguire executate.

ționate din lemn de brad, cu un profil de săpare de 5,6 m^2.

Atît cît a fost săpată, galeria întîlnise un strat de cărbune curat, uniform dezvoltat, cu o grosime de 1,2—1,4 m, acoperișul și culcușul fiind formate din marne argiloase friabile.

Erupția de borchiș s-a produs în această galerie.

În ziua de 19 ianuarie 1961, schimbul I, în frontul de lucru s-a montat o armătură și s-a împușcat stratul de cărbune, la acest loc de muncă tăierea cărbunelui și a sterilului cu ajutorul materialelor explozive efectuîndu-se separat.

În prima jumătate a schimbului II s-a evacuat cărbunele de la front și s-au perforat electric găurile pentru pușcarea sterilului.

Aproximativ la ora 21, s-au executat lucrările de împușcare a sterilului, iar la ora 21,30, după evacuarea gazelor de la pușcare, artificierul și minierul șef de schimb au intrat la frontul de lucru.

Ei au observat că, în imediata apropiere a frontului, în galerie există semne de manifestare a presiunii miniere, concretizată prin ruperea grinzilor armăturilor nr. 3 și nr. 5 (numerotarea s-a făcut de la front către planul înclinat).

S-a luat imediat măsura să se execute o armare suplimentară, prin montarea unor stîlpi mijlocași sub cele două grinzi rupte.

Între timp, din tavanul galeriei au început să apară picături de apă, iar după numai cîteva minute, s-a desprins din partea dreaptă a tavanului, la cca. 3 m distanță de la front, un bloc de marnă de dimensiunile 30/30/40 cm.

La ora 22, după montarea celor doi stîlpi mijlocași, din tavanul galeriei a căzut al doilea bloc de steril, de dimensiuni mai mari decît primul bloc, la cca. 2 m depărtare de la front. În acest moment, din locul desprinderii celui de-al doilea bloc de marnă a început să curgă un jet de borchiș de cca. 3—4 cm grosime.

În continuare se constată o nouă creștere a presiunii miniere, care se manifestă progresiv, timp de cca. 45 minute, prin ruperea bandajelor, dislocarea mai multor blocuri de steril din tavan și deformarea a două cadre de lîngă front.

În jurul orei 23,00 jetul de borchiș care curgea din tavan s-a îngroșat brusc de la 3—4 cm. la 15—20 cm curgerea devenind violentă, cu un debit de cca. 3 000 l/minut (fig. 4).

Conținutul de apă din borchiș a fost de cca. 50%, nisipul fiind foarte fin și cu multe particule argiloase.

Echipa de mineri care montase primii doi stîlpi mijlocași continuase în intervalul de timp de la ora 22 la 23,30 să asigure suplimentar armarea galeriei.

Declanșarea erupției de borchiș a determinat hotărîrea de a se încerca construirea unui dig de filtrare, chiar în timpul desfășurării erupției, în vederea evitării inundării galeriei cu nisip.

Digul de filtrare s-a confecționat din material lemnos și fin, la 5,5 m distanță de la front. Din cauza condițiilor grele de lucru și a pericolului iminent pe care-l reprezenta jetul de borchiș sub presiune pentru personal, digul a fost numai improvizat neîncastrat, slab consolidat, și el a cedat viiturii de borchiș.

Debitul de 3 000 l/minut al erupției de borchiș a durat o oră. Apoi debitul erupției s-a micșorat continuu, de la ora 0½ la ora 3¼, pînă la 20 l/minut. După două ore, debitul s-a redus și mai mult, ajungînd la 2—3 l/minut.

Evenimentele descrise au format opinia că erupția de borchiș a fost accidentală și că ea s-a terminat.

Ca urmare, în zilele de 20, 21 și 22 ianuarie s-a întocmit și realizat un program care cuprindea construirea unui dig de filtrare, la distanța de 6,5 m față de primul dig, curățirea galeriei de nisipul care se depusese pe vatra galeriei pe o lungime de 40 m și o grosime de 30—50 cm, înlocuirea armăturilor rupte, armarea suplimentară a galeriei cu cadre intermediare și juguri și pregătirea pentru continuarea înaintării cu o direcție deviată. Digul s-a construit din doi pereți, alcătuiți din jumătăți de brad, distanțați la 60 cm, între care s-a presat fin.

În ziua de 22 ianuarie, schimbul III, în fața celui de-al doilea dig, apar din nou semne de presiune. După numai cîteva minute, grinda unei armături situată la 5 m distanță de digul

nr. 2, asigurată suplimentar cu două juguri, cedează la solicitările la încovoiere şi se rupe, făcînd loc la un jet de borchiş, aproximativ circular, cu diametrul de cca. 30 cm.

(23 ianuarie) debitul erupţiei scade brusc, la 150 l/minut.

Proporţia conţinutului de nisip din borchiş a fost dintre cele mai mari : 60—65%.

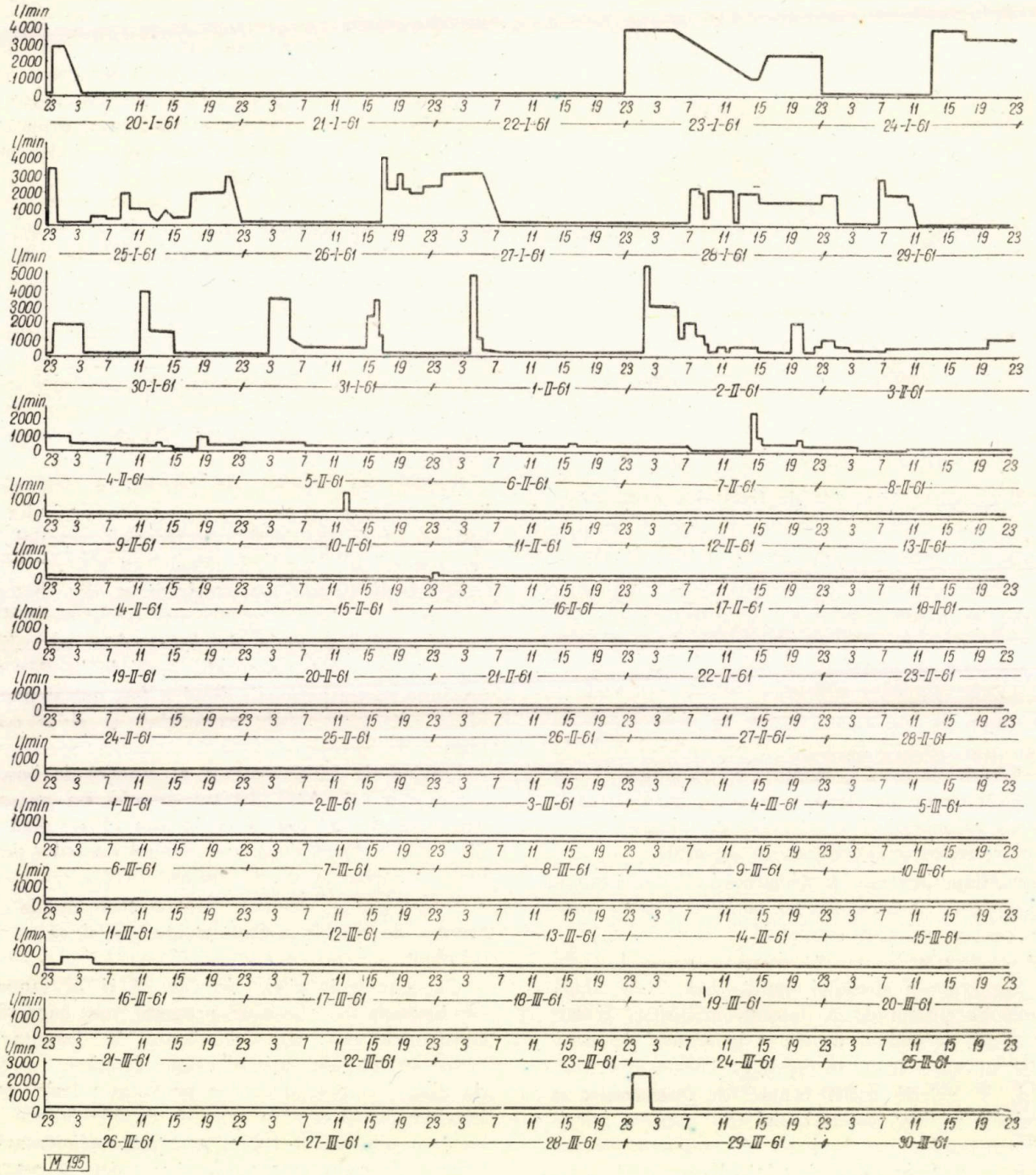


Fig. 4. Diagrama debitului erupţiei de borchiş.

Erupţia antrenează timp de 6 ore aproximativ 4 000 litri borchiş-minut. Înregistrăm în continuare o reducere uniformă a debitului, în decurs de 9 ore, pînă la 1 000 l/minut. Apoi, după o oră, debitul erupţiei creşte repede la 2 500 litri/minut şi se menţine astfel un interval de 8 ore. La ora 23

Granulaţia nisipului a fost următoarea : cca. 3% particule mai mari de 0,3 mm, cca. 13% particule mai mari de 0,2 mm, cca. 25% particule mai mari de 0,15 mm, cca. 23% particule mai mari de 0,1 mm, cca. 22% particule mai mari de 0,06 mm şi cca. 14% particule sub 0,06 mm.

În construcțiile miniere cu vatră orizontală sau puțin înclinată, nisipul antrenat de apă s-a depus, obturînd secțiunea lucrărilor miniere. Depunerea se efectua sub formă de taluzare, jetul curgător de borchiș creînd un talveg natural în nisipul depus anterior și asecat.

Astfel, pe racordul de legătură între planul înclinat și traverbanc, nisipul s-a depus pe 1,1 m înălțime. În traverbanc nisipul s-a taluzat pe înălțimi variabile, de la 0.2—1.02 m spre sud, pînă în dreptul suitorului din stratul III, iar spre nord pînă la suitorul de legătură cu galeria principală de transport. Canalul de scurgere al galeriei principale de transport a fost înfundat cu nisip după primele 6 ore, iar apoi nivelul nisipului colmatat a început să se ridice, întinzîndu-se spre traverbancul nr. 3.

Consecința imediată a fost imposibilitatea efecturării transportului, respectiv oprirea tuturor celor șapte lucrări de pregătire din stratul III și stratul II, deschise prin această traversare, și a două abataje cameră din stratul III.

În ziua de 23 ianuarie, între orele 1 și 4, s-a ridicat, în timpul erupției de borchiș, la 12 m distanță de cel de-al doilea dig, al treilea dig de filtrare.

Deși digul nu a fost încastrat în vatră și în tavan, totuși el a reținut cea mai mare parte din nisip și a rezistat cîteva ore viiturii de borchiș. A cedat în schimb marna din acoperișul stratului, jetul de borchiș străpungînd roca sterilă din acoperișul stratului și erupînd violent (ora 15, 23.I) din tavan, la 2 m. în fața digului.

Față de această situație, s-a închis în schimbul II din ziua de 23 ianuarie, în minimum de timp, un al patrulea dig de filtrare, pregătit cu un schimb înainte, cînd debitul erupției a fost în scădere. Distanța dintre digul nr. 3 și digul nr. 4 a fost de 4,8 m.

În același schimb, din motive de precauțiune, s-au mai construit încă două diguri de reținere, digul nr. 5 plasat la 5 m de digul nr. 4 și digul nr. 6 la 10 m de planul înclinat.

Toate aceste diguri au fost alcătuite din doi pereți din jumătăți de brad, între care s-a îndesat fîn presat.

Rampa inferioară a planului înclinat are o porțiune orizontală de 6 m lungime, iar racordarea cu traverbancul se face printr-o curbă a rampei la 70° față de direcția planului înclinat. Modificarea pantei și a direcției rampei planului înclinat față de planul înclinat a determinat depunerea într-un ritm foarte rapid a nisipului conținut de borchiș, în timpul erupției. Apăruse deci pericolul, ca prin colmatarea nisipului în palierul planului înclinat, să se întrerupă legătura cu planul înclinat. Deoarece digurile nr. 3, 4, 5 și 6 s-au construit în timpul desfășurării erupției, în vederea eliminării pericolului întreruperii accesului la personalul concentrat pe galerie, s-a repartizat la rampa inferioară a planului înclinat o echipă supravegheată special, care descongestiona în permanență lucrarea minieră de nisipul care se depunea continuu.

Evenimentele desfășurate în ultimele 24 ore au edificat unitatea că prima manifestare a erupției de borchiș nu a fost întîmplătoare și că localizarea erupției de borchiș va fi greu de realizat.

Ca urmare, în perioada de acalmie din ziua de 24 ianuarie schimbul I, s-au luat măsuri de etanșeizare, consolidare și mărire a rezistentei digului nr. 6. De asemenea s-a efectuat pe galerie săparea unui făgaș, în vederea încastrării unui nou dig, și s-a început evacuarea utilajelor și a diferitelor materiale din planul înclinat.

Într-adevăr, după o perioadă de acalmie de 14 ore, în ziua de 24 ianuarie ora 12,45, se declanșează o nouă perioadă de vîrf a erupției de borchiș, care în primele patru ore, a avut un debit de 4 000 l/minut. În următoarele șapte ore debitul erupției a fost de 3 500 l/minut, iar apoi a scăzut brusc la 100—150 l/minut.

Și de data aceasta ultimul dig a rămas intact, borchișul pătrunzînd în galerie, în fața digului, prin tavanul lucrării, după manifestări de presiune minieră.

Nisipul conținut în borchiș în proporție de peste 60% s-a depus în continuare în lucrările miniere, extinzînd zonele blocate, traverbancul nr. 4 și în special galeria principală de transport, unde pe o lungime de aproximativ 250 m ajunge la o înălțime de cca. 80 cm.

Mina dispunea de o stație de pompe cu un debit de 500 l/min și de un bazin de colectare a apelor cu o capacitate de 4 m^3, care față de debitul apelor de infiltrație și față de situația lucrărilor miniere situate deasupra nivelului hidrostatic general al regiunii erau satisfăcătoare, însă care în timpul desfășurării erupției de borchiș s-au dovedit a fi insuficiente. Debitul mare al erupției, precum și dificultățile care se puteau întrevedea în cazul continuării erupției, au determinat necesitatea instalării a patru pompe electrice centrifugale, cu un debit cumulat de 3 500 l/minut și o înălțime de refulare de 42 m, acoperitoare necesităților.

Punerea în funcțiune a pompelor noi instalate s-a terminat la data de 29 ianuarie, iar problema bazinului de colectare a apelor s-a rezolvat prin improvizarea în acest scop a unui plan înclinat situat în apropiere, cu o capactiate de 350 m^3.

Pînă la mărirea capacității de evacuare a apelor, situația a fost rezolvată prin dirijarea borchișului în lucrări miniere vechi, necontrolabile, situate sub nivelul galeriei principale de transport (orizontul de bază al minei) în apropierea planului înclinat

principal de extracție. Aceste lucrări vechi au acumulat peste 3 000 m^3 borchiș.

După declanșarea perioadei de vîrf a erupției de borchiș din ziua de 24 ianuarie ora 12,45, s-au constituit în schimbul II, cu continuare în schimbul următor, ultimul dig (digul nr. 7) din galerie și primul dig (digul nr. 8) pe planul înclinat.

Asupra etanșeității și rezistenței ultimului dig de pe galerie, ridicat la 7 m. de planul înclinat, s-a insistat în mod deosebit, verificîndu-se conștiinciozitatea cu care el a fost executat.

Din cauză că porțiunea de 7 m, rămasă disponibilă între digul nr. 7 și planul înclinat, era suprainălțată și fisurată, s-a căzut de acord ca digul nr. 8 să fie construit în planul înclinat, la 7 m în aval de intersecția cu galeria direcțională, pentru a evita producerea unei surpări la intersecția celor două lucrări miniere.

Înainte de închiderea primul dig din planul înclinat, în ziua de 25 ianuarie ora 5, debitul erupției începe să crească din nou, înregistrînd pînă la ora 23 variații între 500—3 000 l/minut, variații care pot fi urmărite pe diagramă.

În intervalele cu debite mai scăzute ale erupției, din ziua de 25 ianuarie schimburile I și II, s-a închis bolta primului dig din planul înclinat și s-a construit un al doilea dig, la numai 1,2 m mai jos de primul. Aceste diguri s-au construit în spațiul dintre două inele succesive de bolțari tip „Sălaj", din doi pereți de jumătăți de brad și fîn presat.

Afluența de borchiș din ziua de 25 ianuarie a inundat galeria principală de transport.

Borchișul a fost canalizat așa după cum s-a arătat mai sus, spre lucrări vechi, iar apoi în planul înclinat. Începînd de la această dată, activitatea în cele două abataje frontale din stratul II și cele patru abataje cameră din stratul III izolate de zona erupției, se va menține numai cu condiția curățirii continue a nisipului în curs de depunere în canalul și pe vatra galeriei principale de transport. Această operațiune s-a practicat mai mult de o lună de zile, cu cel puțin șase muncitori în fiecare schimb.

Se menționează că în eventualitatea unei erupții mari de borchiș care ar fi închis într-un interval de timp scurt accesul personalului plasat la locurile de muncă direct productive, menținute în funcțiune, acesta s-ar fi putut evacua cu ușurință la suprafață, prin lucrări miniere (suitori) indepen-

Posibilitatea de evacuare la suprafață există și dente.

pentru personalul reținut la lucrările speciale de localizare a erupției de borchiș pe traverbanc și în continuare pe planul înclinat stratul III. Mai tirziu, cînd a apărut posibilitatea subminării stratului III de către golul format prin scurgerea cantității însemnate de nisip și apă, s-a creat o nouă legătură cu suprafața, dintr-un preabataj săpat pe stratul III, situat în afara zonei de subminare.

În ziua de 26 ianuarie ora 17, debitul erupției de borchiș crește vertiginos, în decurs de numai cîteva minute, de la 100 l/minut la 4 000 l/minut. Cu puțin înainte de răbufnirea borchișului, s-au auzit zgomote asemnătoare unor vuiete de cascadă. După o jumătate de oră, debitul erupției a scăzut, de la 4 000 l/minut, la 2 000 l/minut, menținîndu-se la acest volum o oră și jumătate. Apoi debitul crește din nou, pentru o jumătate de oră, la 3 000 l/minut și după mici variații în jurul debitului de 2 000 l/minut (care durează 4 ore), acesta se stabilește pentru 5 ore la 3 000 l/minut. Micșorarea debitului pînă la 50 l/minut s-a produs în continuare, într-un mod treptat, în decurs de două ore.

Granulația nisipului nu a mai fost la fel de fină ca la viiturile anterioare, particulele cu dimensiuni medii 0,2—0,6 mm fiind în majoritate 30%. Volumetric, proporția nisipului față de apă a fost de 70%.

Nivelul nisipului depus pe galeria principală de transport a crescut în așa măsură, încît pe această cale nu se mai putea efectua aprovizionarea cu materiale a lucrărilor de localizare a erupțiilor de borchiș. Circulația personalului se făcea și ea cu multă dificultate, înălțimea rămasă liberă fiind mai mică de un metru. Situația descrisă a fost provocată de montarea a două parapete cu înălțimea de 1,2 m pe galeria principală de transport, ridicate în apropierea suitorului de aeraj, în scopul reținerii celei mai mari cantități de nisip în spatele acestora. În acest mod se puteau menține în funcțiune abatajele frontale și cameră situate în apropierea traverbancului.

Observîndu-se digul nr. 8 (al doilea din planul înclinat) în timpul desfășurării perioadei de vîrf a erupției din 26 ianuarie ora 17—27 ianuarie ora 7, s-a constatat că jetul de borchiș curgea printre rosturile inelelor de bolțari și bandajele montate pe circumferința dintre primele două inele în aval și inelul pe care fusese ridicat digul. Digul nu a suferit nici o deformare. Peretele digului era puțin umezit, întreaga cantitate de borchiș scurgîndu-se pe deasupra digului.

Constatările făcute au condus la concluzia că în spatele digului nisipul s-a depus, formînd un dop destul de rezistent, însă borchișul sub presiune își face loc pătrunzînd prin suprafețele de minimă rezistență (marnele friabile din acoperișul stratului de cărbune).

S-a considerat că încastrarea unui obstacol etanș în marna prin care jetul de borchiș pătrunsese ar putea soluționa limitarea erupției de borchiș. Digurile de fîn se verificase că pot deveni etanșe și un astfel de dig se putea construi. Realizarea obiectivului propus întîlnea însă un alt inconvenient, și

anume încastrarea digului într-un făgaş suficient de adînc, în scopul creării obstacolului în calea borchişului, ar fi dezechilibrat inelele de bolţari distanţate la 60 cm. Datorită acestor consideraţiuni, s-a hotărît ca la noul dig, construit pe planul înclinat (al treilea), digul nr. 9, să se aplice încastrarea circulară, într-un făgaş de numai 30 cm lăţime şi 20 cm adîncime. Suplimentar, s-a confecţionat şi un înveliş de etanşeizare, prin îndesarea fînului în spatele bandajelor dintre cîmpurile următoarelor trei inele de bolţari de tip Sălaj.

Toate aceste măsuri suplimentare s-au dovedit a fi ineficace, cu ocazia erupţiei din 28 şi 29 ianuarie, cînd jetul de borchiş a erupt pe deasupra inelului de bolţari şi printre rosturile bolţarilor. Erupţia a durat 23 ore, cu o întrerupere de 5 ore şi jumătate, în ziua de 29 ianuarie. Debitul ei a variat, puţin peste şi sub 2 000 l/minut.

Materialul transportat în timpul erupţiei a constituit o noutate, şi anume nisipul a avut un procentaj grosier ridicat, particulele cu dimensiuni mai mari de 1 mm fiind în proporţie de 20%. De asemenea, printre nisip s-au găsit multe cochilii de viviparia. Conţinutul de apă în borchiş a fost de 50%.

Cantitatea de nisip depusă în lucrările miniere a fost mai mare decît în perioadele de vîrf anterioare. Activitatea a fost întreruptă complet în toată mina pentru cîteva ore, deoarece nisipul a inundat orizontul de transport pe toată lungimea lui.

Parapetele din galeria principală de transport, din dreptul suitorului de aeraj au fost suprainălţate cu 40 cm, tocmai pentru a reţine în spatele lor nisipul.

Împrejurările relatate au determinat aprecierea că numai izolarea completă şi rezistentă a zonei de erupţie faţă de celelalte lucrări miniere ar putea rezolva situaţia. Izolarea s-a executat prin construirea unui dig, confecţionat din lemn, fîn şi lut, încastrat în pereţi, pe toată circumferinţa lor, pe un metru adîncime şi 60 cm lăţime. Este de reţinut utilizarea lutului în vederea realizării etanşeităţii digului, precum şi adîncimea mare a încastrării lui. Construirea digului în rampa inferioară a planului înclinat s-a considerat oportună, presupunînd că nisipul care se va depune şi aseca repede în spatele digului, în rampa orizontală, va forma un dop rezistent, capabil să preia acţiunea dinamică a erupţiei de borchiş. Inelele de bolţari între care s-a ridicat digul au fost consolidate între ele cu strîngători, cu o grosime mai mare decît aceea obişnuită (25 cm), iar în faţa digului s-au montat două poligoane de rezistenţă.

Imediat după terminarea digului, în ziua de 30 ianuarie ora 11, debitul erupţiei de borchiş creşte brusc de la 50—100 l/minut la 4 000 l/minut. Avalanşa de borchiş s-a auzit puternic de la baza planului înclinat şi după două trei minute de la primele zgomote digul a fost rupt şi deplasat cu multă uşurinţă, într-un interval de 20—30 secunde.

Debitul de 4 000 l/minut a curs o oră, apoi s-a micşorat la 1 500 l/minut, menţinîndu-se astfel 3 ore. După o perioadă de acalmie de 11 ore, debitul erupţiei creşte la 3 500 l/min şi se menţine la acest volum două ore şi jumătate ; apoi scade, timp de 10 ore, la 700 l/min. La ora 15 (ziua de 31 ianuarie), debitul se măreşte la 2 500 l/minut, respectiv 3 500 l/min, menţinîndu-se pînă la ora 17. Atît creşterile cît şi micşorările de debite s-au produs în decurs de numai cîteva minute.

Borchişul a fost mai subţire ca de obicei, proporţia de nisip în apă fiind de 30%. Mare parte din nisip a fost grosier.

Nivelul nisipului colmatat pe traverbanc şi galeria principală de transport a crescut şi mai mult.

Orientarea lucrărilor referitoare la modul de intervenţie asupra erupţiei de borchiş se modifică. Menţinînd consideraţiunea că asecarea lentilei de borchiş care a produs erupţia este scopul cel mai important, lentila de borchiş afectînd o mare parte din cîmpul minier care urmează să intre în exploatare în viitorul apropiat, s-a hotărît construirea unui dig, în rampa inferioară a planului înclinat, care să permită evacuarea integrală a borchişului provenit din erupţie, fără a reţine particulele solide aflate în suspensie în borchiş, şi care va avea rolul de a prelua şocurilor dinamica din perioadele de vîrf ale erupţiei. Mai precis, cu ocazia construirii digului de filtrare, s-a constatat că toate digurile, chiar şi acelea a căror execuţie defectuoasă nu asigura la început o etanşare bună, au devenit după scurt timp etanşe, deoarece particulele fine de argilă şi nisip au colmatat golurile existente între firele de fîn. Ridicarea cîtorva diguri de reţinere, completate cu elemente speciale pentru mărirea rezistenţei la baza planului înclinat şi pe racordul la trabervanc, ar fi realizat localizarea erupţiei de borchiş pentru un interval scurt. În cele din urmă însă şi aceste diguri este probabil că ar fi depăşite, însă cantitatea de borchiş cumulată în spatele digurilor ar fi provocat inconveniente mai grave decît curgerea borchişului cu un debit de vîrf (4 000 l/min).

În lumina consideraţiunilor de mai sus, în ziua de 1 februarie 1961, s-a construit în rampa inferioară a planului înclinat un dig de filtrare şi rezistenţă. Digul avea în partea superioară o fereastră deschisă, de 40 cm lăţime şi 1,5 m lungime. Partea de rezistenţă a digului a fost aşezată în faţa elementelor de filtrare şi constă dintr-un perete alcătuit din trei şiruri de bile dispuse transversal faţă de axa palierului planului înclinat, în faţa căruia s-au aşezat pe toată secţiunea rampei longrine de brad de 2,5 m lungime.

De la baza planului înclinat înspre amonte, la echidistanțe de 4 m, s-au mai ridicat, pe 2/3 din înălțimea secțiunii planului înclinat, trei terase de decantare, de asemenea în scopul creării mai multor obstacole capabile să preia solicitările dinamice ale jetului de borchiș.

stație de pompe montată de patru zile era în funcțiune, ea nu a putut face față debitului maxim al erupției și borchișul a inundat toată galeria principală de transport, ajungînd pînă la baza planului principal de extracție.

Perspectivele care se întrevedeau nu se puteau

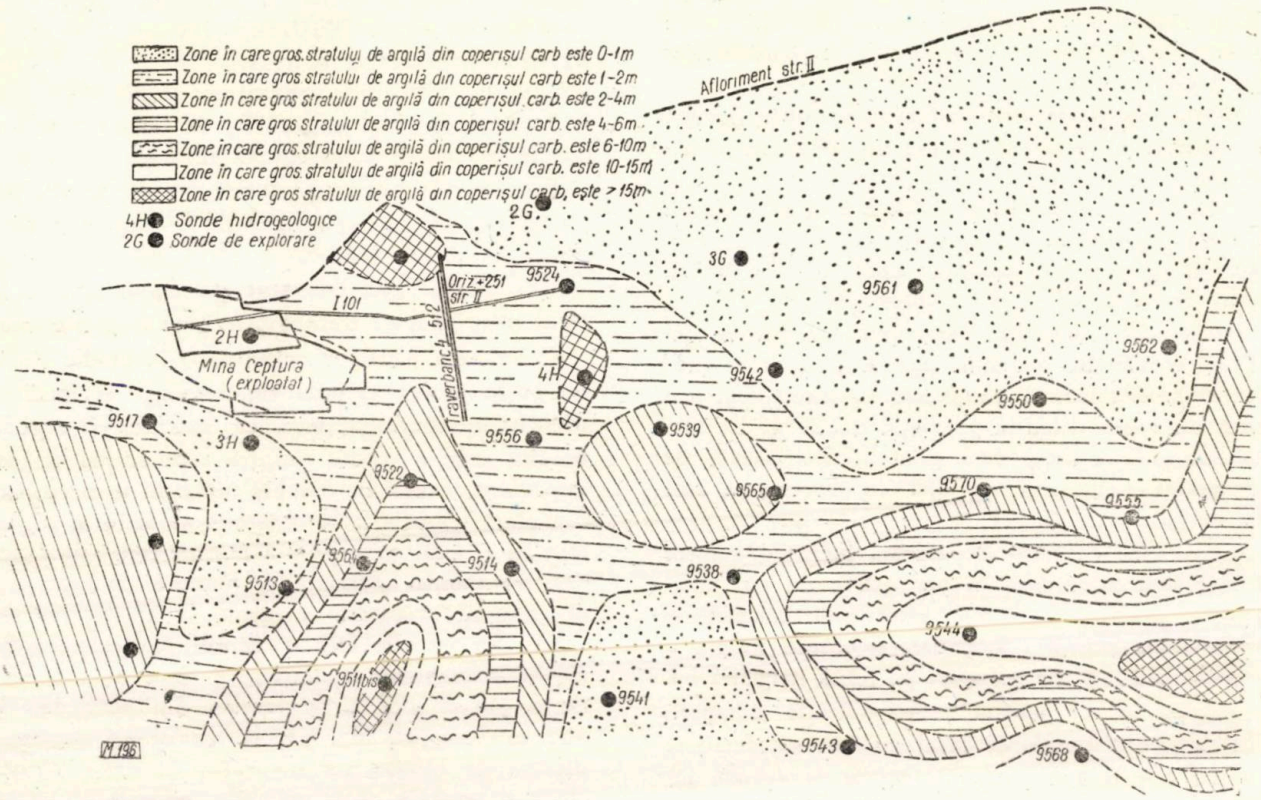


Fig. 5. Izobotele acoperișului stratului II.

Noul tip de dig avea în plus avantajul evitării dezechilibrării inelelor de bolțari, deoarece în cazul digurilor de filtrare etanșe jetul de borchiș și-a săpat loc de fiecare dată, erodînd spații largi în marna din culcușul și acoperișul stratului.

Zilele de 1 și 2 februarie marchează cele mai mari perioade de vîrf ale erupției de borchiș, debitul ei ajungînd la 5 000 l/minut și respectiv 5 500 l/min. Ele au durat puțin, o jumătate de oră. În continuare, în ziua de 2 februarie debitul erupției se menține timp de aproape patru ore la 3 000 l/minut și apoi, într-un interval de timp de trei ore, se stabilește la 2 000 l/minut, respectiv 1 500 l/minut.

Afluența maximă a erupției de borchiș nu a provocat nici un eveniment deosebit la locul de montare a digului cu fereastră liberă, aceasta dovedindu-se bine concepută. În restul minei, efectele creșterii deosebite a debitului erupției de borchiș s-au resimțit cu multă intensitate. Deși noua soluționa decît prin punerea în funcțiune a unei pompe de construcție specială, cu posibilitățile de refulare a unui amestec de apă și nisip cu procentaj ridicat de nisip. Pompele submersibile cu membrană pentru noroi utilizate în cadrul unităților petrolifere au însă dezavantajul unui gabarit mare, sînt dificil de transportat și montat în condițiile cu spații reduse din substeran. S-a ales totuși o astfel de pompă, cu un debit de 1 000 l/minut și 200 m înălțime de refulare. Pînă în cele din urmă, pompa nu a fost utilizată în subteran și nu s-a mai apelat la serviciile ei, întrucît debitul erupției de borchiș a devenit de la sine din ce în ce mai mic și conținutul de nisip a prezentat o scădere accentuată.

Astfel, în zilele de 3, 4, 5 și 6 februarie, debitul erupției de borchiș a variat între 500—1 000 l/min, conținutul de nisip fiind în proporție de numai 5—20%.

În ziua de 7 februarie, între orele 14,30 și 15, debitul erupției a fost de 2 500 l/min. În urmă-

toarele 12 ore, debitul oscilează între 600—1 000 l/min.

Începînd cu ziua de 8 februarie, pînă în ziua de 16 martie, debitul a fost constant 350 l/min, iar proporția de nisip în borchiș 1—5%.

În ziua de 16 martie, între orele 1 și 5, debitul viiturii de borchiș a crescut și s-a menținut la 800 l/min, concentrația nisipului ajungînd la 10%.

După această dată, debitul s-a micșorat la 350 l/min, menținîndu-se constant pînă în ziua de 27 martie, cînd a scăzut la 40 l/min, pentru ca în aceeași zi, la ora 24, să crească brusc la 2 500 l/min.

Debitul de 2 500 l/min a scăzut după două ore și jumătate la 300 l/min, menținîndu-se apoi constant la acest volum.

Din analizarea debitului erupției de borchiș, se desprind următoarele aspecte :

a) Erupția s-a desfășurat cu cea mai mare intensitate în primele zile, cînd a fost transportată în construcțiile miniere majoritatea cantității de nisip.

b) Trecerile de la perioadele de acalmie la perioadele de vîrf ale erupției de borchiș, și invers, de la perioadele de vîrf la perioadele de acalmie, s-a produs cu mici excepții brusc, fără valori intermediare.

c) În cadrul aceleiași perioade de vîrf a erupției, debitul maxim s-a înregistrat la începutul ei.

d) Debitele maxime ale erupției de borchiș, 5 000 l/min, respectiv 5 500 l/min, s-au declanșat după perioadele de acalmie cele mai liniștite, cînd viitura de borchiș se oprise aproape complet.

Cantitatea de nisip antrenată de apă a variat în limite largi. În general, cantitățile maxime de nisip au fost transportate în perioadele în care erupția de borchiș a înregistrat debitele cele mai mari, procentual volumul nisipului fiind 60—70%. Perioadele de acalmie a erupției de borchiș au coincis cu procente minimale 1—5% ale nisipului conținut de borchiș. Cu ocazia perioadelor de vîrf ale erupției, s-au semnalat modificări ale proporției dintre nisip și apă, în sensul micșorării proporției de la 60—70% pînă la 50—30%.

Din punct de vedere al compoziției granulometrice, au existat de asemenea variații importante. În primele 4—5 zile după declanșarea erupției, în mod asemănător cu intervalul de timp între 7 februarie și 28 martie, nisipul conținut de borchiș a fost prăfos, foarte fin, avînd cca. 25% particule între 0,06 mm și 0,04 mm și cca. 40% particule între 0,1 mm și 0,2 mm. După data de 23 ianuarie, dimensiunile nisipului încep să crească treptat, ajungînd în următoarele perioade de vîrf la dimensiuni grosiere, particulele mai mari de 0,3 mm depășind proporția de 20%.

Mineralogic, borchișul a fost constituit din cca. 15% particule de argilă, cca. 5% particule de mică și cca. 80% particule de cuarț.

Cu ocazia descongestionării construcțiilor miniere în care s-au depus constituenții solizi ai borchișului, au fost evacuați la suprafață, cu ajutorul vagonetelor, peste 4 000 m^3 nisip și argilă. Lucrările de debleiere a lucrărilor miniere s-au executat în decurs de 30 zile.

În intervalul 23 ianuarie — 28 martie, s-au refulat la suprafață, cu ajutorul pompelor, peste 29 000 m^3 borchiș. Probele luate din conductele de refulare ale pompelor au indicat în majoritate un conținut de 10—18% argilă și nisip fin.

Cumulînd cantitățile de mai sus cu volumul borchișului (3 000 m^3) dirijat în lucrările vechi, rezultă 36 000 m^3 apă, nisip și argilă, deplasați de erupție.

Producerea erupției de borchiș a cauzat inconvenientul întîrzierii unor lucrări de pregătire a rezervelor de cărbune, precum și pierderea unui procentaj din planul de producție.

Avaria nu a provocat accidente umane.

Concluzii și considerații practice generale

1. Lentilele de nisipuri acvifere pot fi cantonate și deasupra nivelului hidrostatic general al regiunii. Ele au aceleași caracteristici și se manifestă identic cu borchișurile situate sub nivelul hidrostatic general și sînt capabile să creeze dificultăți la fel de mari în exploatarea lignitului.

În cazurile în care stratele de nisipuri acvifere se lamineză sau se faliază pe înclinare și fundamentul lor este constituit din roci impermeabile, iar cantitatea de apă provenită din precipitațiile care se infiltrează în subsol este suficient de mare pentru a le satura, apare posibilitatea formării unor lentile de borchișuri, perfect individualizate, cu un nivel hidrostatic propriu, care pot fi în funcție de relieful local, cu mult peste nivelul hidrostatic general al regiunii.

Conținutul de apă și presiunea pe care este capabilă să o dezvolte o astfel de lentilă de borchiș sînt dintre cele mai mari, acestea fiind cele două elemente care determină gradul de dificultate la traversarea borchișurilor.

Rezultă deci că lentilele de borchișuri cu niveluri hidrostatice proprii, a căror cotă este superioară nivelului hidrostatic general al regiunii, trebuie

considerate din punctul de vedere al dificultăților pe care le creează la exploatarea zăcămintelor de lignit, la fel de periculoase ca și stratele de nisipuri acvifere situate sub nivelul hidrostatic general al regiunii.

2. Lucrările hidrogeologice practicate în prezent, în vederea depistării stratelor de borchiș care pot deveni periculoase, în timpul etapelor de exploatare a cărbunilor, sînt insuficiente.

Normele după care se execută în prezent în țara noastră lucrările hidrogeologice precizează că, pentru conturarea rezervelor de cărbuni de categoria B, distanța dintre două sonde hidrogeologice trebuie să fie de 800—1 000 m.

Să ne imaginăm existența unei lentile de borchiș de 200 m lungime pe direcție, 100 m lungime pe înclinare și numai 2 m grosime (lentila de borchiș care a produs erupția de la E.M. Ceptura a avut dimensiuni mai mari). O astfel de lentilă de borchiș s-ar încadra perfect în interiorul unor sonde hidrogeologice regulamentare, fără ca acestea să-i semnalizeze prezența; cu toate acestea, am avea de-a face cu un depozit de borchiș cu o capacitate mare, 40 000 m^3. La un moment dat, prin străpungerea sau deranjarea lentilei de borchiș, lucrările miniere ar fi amenințate de inundare. Ne dăm ușor seama de inconvenientele pe care ar putea să le producă un astfel de eveniment.

Apare deci necesitatea ca lucrările hidrogeologice să fie îmbunătățite, sau, mai precis, ca echidistanța dintre sondele hidrogeologice să fie redusă și ca cercetarea hidrogeologică să fie extinsă la un număr mai mare de orizonturi.

3. Localizarea prin diguri a unei erupții de borchiș, care se manifestă cu presiune, în condițiile specifice zăcămintelor de ligniți, cu roci sterile slab consolidate (rezistență la compresiune 25—35 kg/cm^2) în culcuș și acoperiș, se realizează cu dificultate.

Un dig de filtrare bine executat reține nisipul și după scurt timp, în perioadele de acalmie ale erupțiilor de borchiș, în spatele digului se formează, un dop de nisip. Dopul de nisip mărește capacitatea de reținere a nisipului fin. În perioadele de vîrf ale erupțiilor de borchiș, cantitatea și presiunea borchișului acumulat în spatele digului cresc în așa măsură, încît digurile de filtrare, devenite diguri de reținere, sînt distruse cu ușurință.

Digurile de rezistență (beton, oțel etc.) s-ar putea dimensiona fără dificultate, pentru că diferența de nivel și respectiv presiunea borchișului sînt cunoscute la un moment dat. Inconvenientele apar însă în momentul încastrării digului în pereții lucrării miniere. Unghiul de frecare interioară a rocilor sterile din culcușul și acoperișul stratelor de lignit este foarte mic — pînă la 17° — determinînd posibilitatea de dezechilibrare a digului. Pe de altă parte, trebuie reținută constatarea că un jet de borchiș sub presiune pătrunde prin fisurile rocilor sterile slab consolidate.

Prin urmare, sistemul de încastrare a digului de rezistență trebuie să rezolve problema stabilității lui. Considerăm că aplicarea unei încastrări tip „pană" executată pe o adîncime și în special pe o lungime mare cu mai mulți pinteni, turnați în unghiuri obtuze față de direcția de avansare a borchișului, ar solicita în modul cel mai favorabil rocile în care se încastrează digul (compresiune în loc de întindere), soluționînd stabilitatea digului de rezistență.

Bineînțeles că o astfel de construcție necesită o durată mai lungă și ea nu poate fi efectuată după ce s-a declanșat o erupție de borchiș.

În general, este preferabil a nu se interveni în cazul producerii unei erupții de borchiș, în scopul de a permite asecarea unui strat de nisip acvifer. Apar însă cazuri în care activitatea unei mine ar putea să fie imobilizată de o erupție de borchiș de proporții mari și localizarea erupției devine totuși obligatorie.

4. Metodologia indicată la executarea lucrărilor de deschidere și pregătire situate sub nivelul hidrostatic al zonelor cu strate acvifere rezultă din posibilitățile tehnice de prevenire și dirijare a erupțiilor de borchiș.

Observarea modului de manifestare a erupțiilor de borchiș, precum și verificarea practică a ineficacității digurilor improvizate în ultima instanță în fața jeturilor de borchiș sub presiune, conduc la indicarea soluției care asigură securitatea personalului și a construcțiilor subterane. Lucrările de deschidere și pregătire pot fi executate în prima fază numai pînă la o lungime care să le coboare sub nivelul hidrostatic al lentilei de borchiș aferente, cu o diferență de nivel mai mică decît aceea care imprimă borchișului o presiune de 5 at. Comparativ cu rezistența rocilor sterile specifice zăcămintelor de lignit din țara noastră și cu parametrii caracteristici borchișurilor, se calculează diferența de nivel pînă la care se poate dirija o erupție de borchiș la 20—30 m respectiv 2—3 ata presiune.

Prin urmare, lucrările miniere de deschidere săpate în stratele de lignit vor avansa pe înclinare pînă la o lungime care să le mențină la o diferență

de nivel mai mică decît 20—30 m şi apoi se vor efectua lucrările de asecare a stratului de borchiş. Se va coborî în felul acesta nivelul hidrostatic al stratului de borchiş, iar pîlnia de asecare care se formează în jurul construcţiei miniere elimină pericolul unei erupţii de borchiş, făcînd posibilă continuarea lucrării înspre semiorizonturile inferioare ale minei.

Identic se procedează cu lucrările de pregătire executate pe direcţie. Esenţială este la aceste categorii de lucrări stabilirea razei pîlniei de asecare, în scopul încadrării punctelor de asecare în dimensiunile de securitate.

Metoda mai sus descrisă se referă la cazurile în care nu se modifică caracteristicile fizico-chimice ale borchişului şi nu se utilizează scuturi metalice.

Congelarea, bituminizarea, electrosilicatizarea etc. sau folosirea scuturilor metalice asigură de asemenea securitatea personalului şi a construcţiilor miniere în perioada de execuţie a lucrărilor de deschidere şi pregătire. Avansarea pînă la un orizont de bază al minei, executarea construcţiilor şi montarea instalaţiilor de evacuare a apelor provenite de la lucrările de asecare oferă fără îndoială avantaje în plus, în comparaţie cu sistemul efectuării treptate a asecărilor, concomitent cu săparea lucrărilor miniere.

Studiul economic al celor două variante va decide alegerea metodei de lucru.

5. Experienţa însuşită cu ocazia erupţiilor şi a viiturilor de borchiş din ţara noastră ridică problema utilajelor adaptate acestor condiţii speciale, capabile să realizeze randamente bune.

Ne referim în special la pompe, a căror construcţie ar permite refularea nu numai a apei limpezite, ci şi a apei amestecate cu suspensii de argilă şi nisip. Gabaritul acestor pompe va trebui să ţină seama de spaţiile reduse din subteran, debitul şi înălţimea de refulare necesare fiind 500—3 000 l/min, respectiv 50—100 m.

De asemenea, trebuie adaptate cele mai suple tipuri de sondeze, care să foreze cu viteză mare găuri de cercetare şi filtrare, cu lungimi de peste 50 m, în direcţii diferite.

Perfecţionarea actualelor filtre va forma un nou obiectiv în etapa de îmbunătăţire a activităţii de asecare a borchişurilor cu nisipuri foarte fine şi suspensii coloidale.

6. Studiile efectuate şi apărute în ţara noastră în domeniul borchişurilor au aprofundat în special caracteristicile parametrilor borchişurilor — granulaţie, porozitate, permeabilitate etc.

Dintre metodele tehnice care se pot aplica la traversarea borchişurilor, s-a insistat numai asupra acelora care nu pot avea o extindere mare (electrosilicatizare, trusa tăietoare, bituminizarea, congelarea, electroosmoza etc.) şi care de fapt nu rezolvă decît parţial fondul problemei.

Asecarea propriu-zisă a cîmpurilor miniere, prin filtrare şi asecare brutală, a realizat puţine progrese în bazinele în care borchişurile sînt formate din nisipuri foarte fine, cu conţinut mare de particule coloidale şi cu presiuni superioare.

În actuala fază de dezvoltare a minelor de lignit din ţara noastră, se impune necesitatea continuării încercărilor practice, concomitent cu aprofundarea aspectelor ştiinţifice, în vederea obţinerii soluţiilor pentru îmbunătăţirea activităţii de asecare a borchişurilor, specifice celor mai multe zăcăminte de lignit.

Bibliografie

[1] Houska V.: *Horniché práce vtekoucim pisku*- Kuravce.

[2] Kegel H.: *Bergmänische Wasserwirtschaft* vol. II.

[3] Terzaghi K. şi Peck K.: *Mecanica pămînturilor în practica inginerească*. Ed. Wiley New-York, 1948.

[4] Sandru L., Răzvan Gh., Segall S.: *Traversarea formaţiunilor de borchiş cu lucrări miniere orizontale prin metoda electrosilicatizării.*

[5] Rjantitîn B. A.: *Aplicarea curentului continuu pentru drenarea şi îndesarea pămînturilor argiloase.* Tezele conferinţei VNITO de la Gorki, 1953.

[6] Segall S.: *Aplicarea metodei de consolidare prin electrosilicatizare, la săparea unei galerii prin formaţiunile de nisipuri acvifere la E.M. Filipeştii de Pădure.* Revista Minelor, nr. 9, 1957.

[7] Stamatiu M.: *Problema consolidării şi impermeabilizării rocelor fisurate sau degradate, prin silicifiere.*

[8] Bogdan I. şi Duma S.: *Problemele specifice pe care le ridică dezvoltarea exploatării lignitului în R.P.R.*

[9] Feodorov A.: *Lucrări miniere principale.*

CZ. 622.235.001.4

Experimentarea împuşcărilor în masă cu întîrziere de milisecundă în cariera Teliuc

Ing. Gh. Nicorescu

Necesitatea de a excava cantităţi tot mai mari de minereu, ca urmare a dezvoltării industriei noastre miniere, a impus aplicarea în cadrul metodei de exploatare la zi a unor procedee de lucru ca perforarea găurilor cu sondeze, împuşcări în masă, mecanizarea operaţiunilor de încărcare şi transport etc.

Aplicarea procedeului de a perfora găuri cu sondeza şi a efectua împuşcări în massă aduce un important aport în procesul de producţie prin posibilitatea de a avea cantităţi mari de material pregătit pentru încărcarea cu excavatoarele.

Pe lîngă avantajele mari pe care le oferă această metodă de lucru, se semnalează şi o serie de deficienţe, cum ar fi :

— Material rezultat din împuşcare cu granulaţie foarte variabilă şi în general material supragabarit.

— Aruncarea materialului la distanţe mari şi ca urmare posibilităţi de avariere instalaţii şi utilaje.

— Efecte seismice puternice cari pot produce avarii la construcţiile de suprafaţă.

Cantităţile mari de material supragabarit rezultat din împuşcările în masă impun împuşcările secundare, care majorează consumul specific de explosivi pe tonă extrasă şi în acelaşi timp din această cauză se produc stagnări ale echipei de lucru şi ale utilajelor în timpul împuşcărilor.

Consumul de explosiv la împuşcările secundare în 1960 reprezintă 55% din total explosiv consumat, iar timpul utilizat de echipa de lucru cu pregătirile necesare pentru împuşcările secundare este de cca. 66% (după cîteva cronometrări efectuate la locul de muncă), efectuîndu-se multiple împuşcări secundare într-un schimb.

Împuşcările secundare sporesc preţul de cost al minereului brut cu 11%. În afară de aceasta împuşcările secundare au o influenţă negativă şi asupra productivităţii excavatoarelor şi a mijloacelor de transport cari îşi întrerup activitatea în timpul împuşcărilor.

Pentru remedierea deficienţelor constatate la împuşcările în massă s-au luat în cadrul exploatării o serie de măsuri, printre cari enumerăm :

— Împuşcări în massă cu întîrzieri de milisecundă.

— Adaptarea unui mecanism de sfărîmare la excavatoare în vederea sfărîmării materialului supragabarit.

— Variaţia parametrilor la împuşcările în massă (micşorarea rezistenţei la talpă, încărcături discontinue, variaţia încărcării de explosivi etc.).

Împuşcările în masă cu întîrzieri de milisecundă s-au efectuat la împuşcarea a cel puţin 3 găuri, folosindu-se fie capse cu microîntîrziere, fie capse instantanee, verificate, întîrzierea fiind obţinută cu un aparat de microîntîrziere (tip Schäfler) iar declanşarea exploziei făcîndu-se de la explozor sau reţeaua electrică.

Împuşcarea s-a făcut în roce cu o duritate de 8—12 după clasificarea Protodiakonov, greutatea specifică a rocelor fiind cuprinsă între 2,5—3,5 t/m^3.

Perforarea găurilor se face cu sondeze Uraletz, găurile fiind dispuse pe un singur rînd. Pentru a se micşora rezistenţa la vatră înainte de a se efectua împuşcarea, s-au bătut găuri orizontale la vatră cu perforatoare. În ultimul timp s-a experimentat cu succes perforarea de găuri orizontale sau înclinate cu sondeze BA 100 K.

În tabela 1 sînt redaţi indicii medii realizaţi la împuşcările în massă efectuate pe treptele carierei cu întîrzieri de milisecundă.

După cum se observă numărul găurilor la împuşcare a variat de la 3 la 8 buc., după specificul locului de muncă.

Variaţia mineralizaţiei pe treptele carierei atît pe înălţime cît şi de-a lungul frontului de lucru şi numărul mare de sortimente de minereu de fier în zăcămînt (siderită, limonită, ankerită) impun necesitatea de a se efectua împuşcări selective, ceea ce are ca urmare o limitare a numărului de găuri ce se împuşcă simultan. Punerea în funcţiune a instalaţiei de preparare va crea posibilitatea de a se diminua necesitatea împuşcărilor selective.

Lipsa zonelor de mineralizaţie masivă de siderit — sau limonit — a făcut ca împuşcarea simultană a mai mult de 3 găuri să se facă în zone în care materialul preponderent era ankerita sau sterilul.

Tabela 1

Indicii medii ai lucrărilor de perforare şi împuşcare cu microîntîrziere, pe 1960

Nr. crt.	Denumirea indicilor		Împuşcarea								
			1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Nr. găurilor	buc	4	5	7	4	3	8	5	5	4
2	Distanţa dintre găuri	m	4	3	3	3,2	3	2,3–3,1	3	3–4	3
3	Lungimea găurilor	„	7,5–11,5	8–14,7	8–16	13–15	11	18	16	16–18	8–10
4	Adîncimea sub vatră	„	–	1–3	1–2	–	1	0,4–1	–	1–2	–
5	Rezistenţa la talpă	„	4–6	8–13	6–8	10–12	5–7	16–18	5–9	6	5
6	Mărimea încărcăturii										
	– trotil	kg	400	890	1 070	935	350	2 255	820	–	2–5
	– dinamit. sau astral.	„	50	125	165	100	50	560	200	940	245
7	Lungimea încărcăturii	m	2–3	3–8	2–7	4–8	2–4	7–9	6	6+2	1,5+0,5
8	Intîrzierea la aprindere	milsec	50	30	30	30	30	50	50	50	50
9	Amorsarea	–	Schäfler	Schäfler	Schäfler	Schäfler	Schäfler	capse întîrz.	capse întîrz.	capse întîrz.	capse întîrz.
10	Granulaţia										
	peste 0,7 m	%	10–15	20–25	20–25	25–30	10–15	20–25	15–20	10–15	10–15
	între 0,7 – 0,4 m	%	50	50	40	40	40	50	30	25	15–20
	sub 0,4 m	%	35–40	25–30	35–40	30–35	45–50	25–30	50–55	55–60	65–75
11	Lăţimea grămezii de rocă abatute	m	20	25	25	30	15	25	20	15	15
12	Felul rocei preponderente	–	şisturi	şisturi	ancherite calcare	ancherite calcare	ancherite calcare	şisturi	ancherite	ancherite	calcare
13	Consumul de explosiv la împuşcare în massă	kg/t	0,06	0,07	0,09	0,12	0,09	0,08	0,08	0,09	0,08
14	Consum de explosiv total	„	0,16	0,18	0,18	0,19	0,17	0,18	0,19	0,18	0,17

Distanţa dintre găuri s-a căutat pe cît a fost posibil să se menţină la 3 m, o mărire a acesteia avînd ca urmare o majorare a procentului de material supragabarit, iar o micşorare putînd provoca suflarea încărcăturii şi aruncarea materialului la distanţe mari.

Lungimea găurilor a fost în funcţie de înălţimea treptei, putînd să se ivească cazuri cînd din cauza anumitor defecţiuni tehnice (gaură deviată, întepenire sapă, etc) gaura să nu mai poată fi adîncită. S-a căutat ca găurile să fie adîncite cu 1—2 m sub vatra treptei, pentru a se evita formarea de praguri pe berma treptei şi în acelaş timp, prin aceasta, uşurîndu-se încărcarea materialului de pe treaptă cu excavatoarele (posibilitate mai uşoară de înfigere a cupei excavatorului în material).

Anticipanta sau rezistenţa la talpă a găurilor are o deosebită importanţă privind reuşita împuşcării, constatîndu-se un efect optim la rupere şi chiar la granulaţie la o rezistenţă la talpă cuprinsă între 6—9 m.

Încărcătura de explosiv a fost formată din trotil alterat. Numai cînd în depozit nu s-a găsit trotil s-a făcut împuşcarea numai cu dinamită. Folosirea trotilului alterat a avut ca efect o majorare a consumului de explosiv pe tona extrasă, însă ţinînd seama de valoarea lui mai scăzută, preţul de cost prin folosirea trotilului a fost mai redus. Pentru îmbunătăţirea iniţierii exploziei fiecare gaură s-a încărcat cu 20—50 kg dinamită II.

Încărcăturile au fost continue în afară de împuşcările 7, 8 şi 9 în care s-au încercat încărcături etajate în 2 trepte, pentru a se diminua materialul supragabarit care s-a constatat că se formează îndeosebi la partea superioară a găurii explodate.

Burarea găurilor s-a făcut cu nisip pînă la gură, nisipul fiind îndesat cu un fultuitor din lemn acţionat de un scripete.

Aşa după cum se observă şi din tabela alăturată, întîrzierile de aprindere la cari s-au făcut încercările au fost de 50 milisecunde, atunci cînd s-au folosit capsele cu întîrziere şi 30 milisecunde în cazul folosirii microschalterului de tip Schäfler. Aceste limite au fost dictate de existenţa a numai unui singur tip de capse, iar la efectuarea împuşcărilor cu Schäfler-ul, de încercările anterioare efectuate mai favorabil la întîrzieri cu 30 milisecunde. Ordinea şi succesiunea împuşcării încărcăturii s-a făcut de la gaura cu rezistenţă mai mică din mijloc spre extreme sau de la una din găurile extreme spre ultima.

Granulaţia materialului a fost aproximată în procente, constatîndu-se că materialul mare (supragabarit) provine de la partea superioară a găurii explodate şi mai ales cînd roca prezintă fisurări (copturi) datorită împuşcărilor anterioare mai puţin reuşite. Se constată că la împuşcările 1, 5, 8, 9 materialul supragabarit a fost redus şi ca atare şi împuşcările secundare.

Un efect favorabil şi care s-a putut uşor observa a fost micşorarea distanţei de împrăştiere şi aruncare a materialului faţă de împuşcările în massă, instantanee. În cîteva din împuşcările efectuate nici nu ar fi fost necesar să se demonteze linia ferată, deoarece materialul a fost aşezat în imediata apropiere a locului unde s-a efectuat împuşcarea. Este însă necesar ca să nu se supraîncarce găurile cu explosiv, iar rezistenţa la talpă să nu depăşească 9 m.

Efectul seismic în cazul împuşcărilor cu microîntîrziere a fost mult micşorat, prin aceasta putîndu-se evita avarierea construcţiilor şi a insta-

laţiilor din incinta minei (casa maşinii de extracţie, instalaţii de antezdrobire etc).

Consumul mediu de explosiv numai pentru împuşcările în masă este de 0,031 kg/tonă, iar per total, inclusiv împuşcările secundare se ridică la 0,177 kg/tonă, deci foarte ridicat. Aceasta se datoreşte faptului că se utilizează trotil alterat şi că împuşcările secundare ale blocurilor supragabarit necesită un consum de explosiv mare.

Din cele de mai sus rezultă că împuşcările în masă cu întîrzieri de milisecundă în carieră îmbunătăţesc o serie de indici dezavantajoşi la împuşcările în massă, instantanee. Astfel lăţimea grămezii de rocă abatată se micşorează, de asemenea zona de împrăştiere a rocii, periculoasă pentru utilajele şi instalaţiile carierei, este mult redusă. Prin aceasta se reduc cheltuielile de montare a liniilor şi de întreţinere instalaţii şi utilaje.

Prin reducerea procentului de material negabarit se reduc cheltuieli aferente operaţiunilor de împuşcare secundară şi în sfîrşit prin împuşcări în massă cu întîrzieri de milisecundă efectul seismic este mult diminuat şi prin aceasta se asigură o mai bună conservare a construcţiilor şi instalaţiilor din incinta minei.

Pentru a obţine indici tehnico-economici cît mai favorabili va fi necesar ca să se elimine o serie de deficienţe cari s-a constatat că au o influenţă negativă asupra împuşcării ca: rezistenţa la talpă prea mare, supraîncărcarea găurilor cu: explosiv, găuri neforate pînă la talpă, copturi pronunţate în zona împuşcării etc.

Determinarea indicilor optimi la împuşcările în massă cu întîrzieri de milisecundă se va face prin variaţia anumitor parametri de împuşcare ca: întîrzieri la împuşcare, distanţa dintre găuri, felul încărcăturii (continuă sau discontinuă), rezistenţa la talpă etc.

În viitor, avînd în vedere rezultatele favorabile obţinute, este indicat ca metoda de lucru să fie generalizată în cariera Teliuc şi totodată să se experimenteze această metodă şi la alte exploatări la zi din ţară.

CZ. 622.341.001.4.

Experimentări de metode noi de exploatare la I. M. Ghelar

Ing. **M. Nicolau**
ICEMIN

În zăcămîntul de fier de la Ghelar întreprinderea minieră aplică metoda de exploatare cu camere şi rambleierea spaţiului exploatat, dirijată de jos în sus şi orientată direcţional, cît şi cu camere transversale, acolo unde zăcămîntul este mai gros şi tavanul lucrării miniere este mai instabil.

Zăcămîntul de siderită de la Ghelar cuprinde 4 corpuri mari.

În general, corpurile de minereu din regiunea Ghelar se caracterizează după cum urmează:

1. Au extinderi direcţionale de 60—300 m.
2. Au extinderi de înclinare de 100—200 m.
3. Au înclinări variind între 55—80°.
4. Grosimea corpurilor variază în cadrul aceluiaşi corp de la 1—18 m, predominînd 6—10 m.
5. Variaţia grosimii se observă în toate direcţiile.

Din punct de vedere tectonic corpurile de minereu prezintă uşoare cutări locale şi fisuri de grosimi de la ordinul centimetrilor pînă la zeci de centimetri, umplute, în raport cu nivelul faţă de afloriment, cu material clasic de zăcămînt, limonitizat din ce în ce mai intens spre afloriment.

6. În corpul vechi Ghelar, cît şi parţial în corpul Mihail roca este de tărie mare cu $f = 10—15$ (Protodiakonov), cu caracteristica însă de a se fisura repede, în blocuri mari şi foarte mari, care cer o susţinere densă şi rezistentă a abatajului.

În restul corpurilor şi în special în cel nou roca de zăcămînt este sfărîmicioasă şi cere o susţinere imediată.

7. În zăcămînt nu sînt apofize decît sporadice, iar contactele minereului cu rocile înconjurătoare sînt distincte şi mai puţin aderente cu şisturile cristaline. Intercalaţiile de steril sînt de asemenea sporadice şi nu pot influenţa calitatea producţiei.

8. Roca de culcuş în general o formează şisturile verzi cristaline, de suficientă stabilitate şi care nu se desprind în blocuri mari decît după dezvelirea unor suprafeţe mai mari şi după trecerea unui timp mai îndelungat.

Roca de acoperiș este un calcar metamorfozat, uneori diaclazat, stabil însă în general.

9. Zăcămîntul nu este umed. Se exceptează spre afloriment zonele fisurate, unde apar uneori temporar picături de apă provocate de regimul de ploi local.

10. Zăcămîntul acesta nu este alterabil. De asemenea, prin exploatarea lui, în general, nu se deranjează terenuri construite sau lucrări de artă.

În concluzie deci, zăcămîntul poate fi caracterizat ca un zăcămînt gros și foarte gros, cu înclinare mare, ce conține un minereu care nu necesită exploatare selectivă.

O condiție economică pentru exploatarea acestui zăcămînt este ca minereul să fie cît mai ieftin, ceea ce impune o exploatare integrală de mare productivitate, pentru a da o eficiență economică cît mai mare.

În prezent I. M. Ghelar exploatează acest zăcămînt prin metoda de exploatare cu camere și rambleiere.

Panoul se construiește de cca. 50 m lungime, 27 m înălțime pe înclinare și se delimitează prin două suitori :

— unul pentru rambleu ;

— unul pentru evacuarea minereului,

cît și prin preabatajul inițial de deasupra piciorului de siguranță al orizontului, sau prin preabataje la fiecare fișie în cazul cînd se aplică la zonele de zăcămînt mai groase camere transversale.

Exploatarea se execută prin :

— tăierea minereului prin lucrări de perforare-împușcare ;

— transportul în abataj se efectuează cu roaba și cu vagonete de 350 l basculante frontale ;

— susținerea se execută în cîmpuri de 0,50—1,00 m, cu lemn de brad, cu bandajarea tavanului și a pereților ;

— rambleierea se execută manual prin zidire frontală și aruncarea cu lopata în dosul zidurilor spre golul abatat.

Durata de exploatare a unei felii, în ritmul în care este organizată, cît și tasarea continuă a rambleului, provoacă, pe măsură ce înaintează exploatarea în amonte, deblocarea masivă a zăcămîntului din tavan, fenomen care conduce treptat la micșorarea productivității muncii, creșterea consumului de material lemnos, creșterea prețului de cost pe tona de minereu și la periclitarea securității lucrărilor și muncitorilor.

În condițiile de lucru, actuale, prin metoda de exploatare cu camere și rambleiere totală, indicii tehnico-economici principali realizați de I. M. Ghelar sînt :

— indice de pregătire cca. :

a) 150 t/m.l, în cazul camerelor direcționale, cazuri cu pondere redusă în zăcămîntul Ghelar ;

b) 40 t/m.l. în cazul preabatajelor direcționale la fiecare felie și exploatare cu camere transversale.

— productivitatea muncii, medie :

a) în abataj 3,500—4,000 t/post

b) încărcat în vagoane pe orizont 2,500—2,900 t/post

— consum de lemn de mină în abataj cca. 25 m³/1 000 t.

Metode noi de exploatare în experimentare

ICEMIN, prin secția de tehnică minieră, și grupa experimentală Ghelar, aparținînd de filiala ICEMIN-Hunedoara, au preluat un panou experimental la mina Mihail, orizontul VII, ramura est, în vederea experimentării metodei de exploatare prin galerii de subetaj.

Experimentarea acestei metode se face pentru prima oară în zăcămintele din R.P.R.

La alegerea panoului s-au avut în vedere următoarele :

— să fie plasat mai izolat și într-o extremă a unei lentile, astfel încît experimentarea să nu deranjeze desfășurarea normală a exploatării minei respective ;

— să aibă dimensiuni mai mici în toate cele 3 sensuri, pentru a prezenta astfel condiții tehnice mai ușoare în experimentarea de început ;

— să fie situat la un orizont superior, deasupra căruia zăcămîntul să fie de acum exploatat, iar suprafața terenului să fie liberă de anumite obligații;

— să existe posibilitatea încadrării panoului în rețelele de transport, alimentare cu energie, alimentare cu apă etc. ale exploatării.

Panoul ales are următoarele caracteristici :

— lungimea pe direcție 32—36 m;

— înălțimea pe verticală 21 m;

— grosimea zăcămîntului 6—8 m;

— înclinarea panoului 80°.

Panoul prezintă o fisurație diagonală; roca de zăcămînt este siderită suficient de compactă. În jurul fisurației minereul este însă limonitizat și umed. Roca de culcuș este un calcar compact și stabili, contrar caracterisicilor generale ale zăcămîntului de la Ghelar, iar roca de acoperiș este un șist clorito-sericitos ușor alterat în jurul fisurii. Șistul este relativ stabil și nu se deblochează imediat după dezvelire.

Pregătirea panoului s-a făcut prin următoarele lucrări miniere :

— galerie direcțională de panou pentru transport racordată la galeria principală a orizontului VII Mihail ;

— suitori de panouri între orizonturi ;

— galerii de subetaj plasate lîngă acoperiș, la 4—5 m, între subetaje ; înălțimea subetajelor s-a ales mică tocmai pentru a dirija și observa mai bine desfășurarea de început a operațiunilor și a putea determina primii parametri specifici metodei în condițiile de zăcămînt folosite. Plasarea galeriilor de subetaj pe lîngă șisturile din acoperiș s-a făcut anume în scopul consolidării lor prin ancorare ;

— pîlnii și guri de evacuare ;

— suitori de delimitare a panoului care să creeze o față liberă verticală necesară împușcării primelor blocuri ale subetajelor.

Figurile 1 și 2, dau indicații asupra amplasamentului și caracteristicilor lucrărilor de pregătire executate.

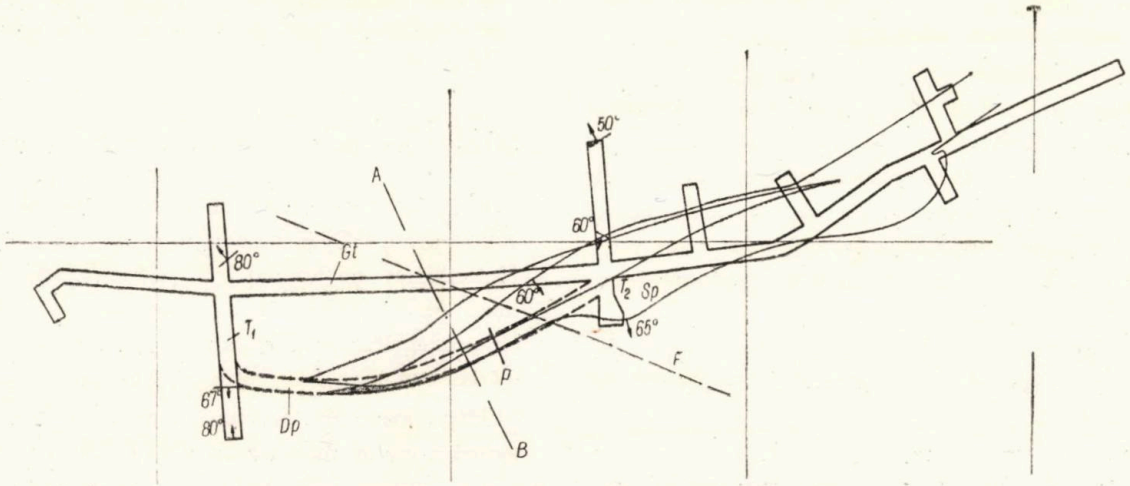


Fig. 1. Plan de situație orizontul VII Mihail.

Sp — suitor de panou existent ; T_1 — T_2 — transversale existente ; F — falie ; P — panoul experimentat ; Dp — direcționala de panou ; Gt — galerie de transport.

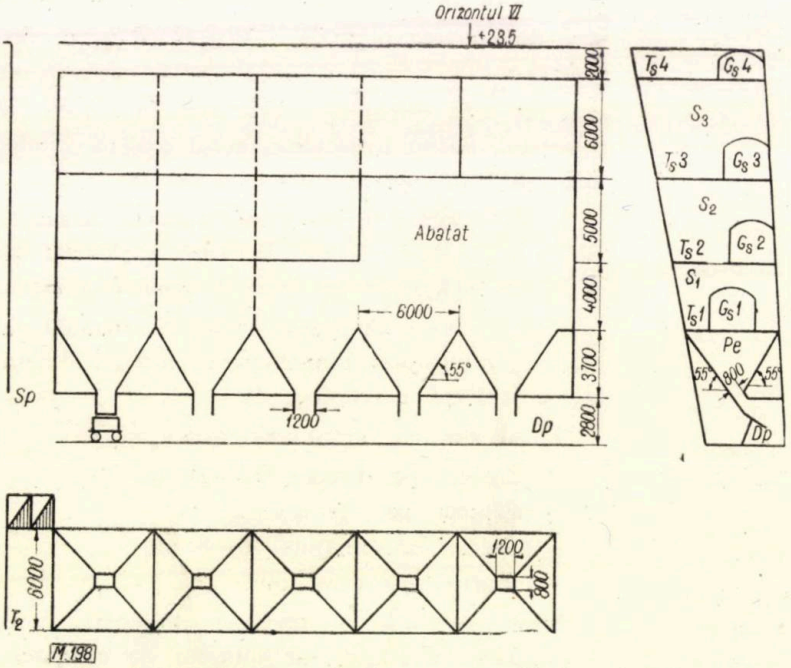


Fig. 2. Metoda de exploatare cu galerii de subetaj.

Sp — suitor de panou ; Ts (1—4) — transversale de subetaj ; Gs (1—4) — galerii de subetaj ; Dp — direcționată de panou ; S (1—3) — subetaj ; Pe — pîlnie de evacuare ; T_2 — transversală de suitor.

La data de 9 mai 1961 s-au executat împușcări simultane la primele blocuri ale subetajului și apoi, pînă la sfîrșitul lunii mai, s-au mai executat încă două rînduri de astfel de împușcări, din care s-au tras primele concluzii și s-au obținut următoarele date :

1) metoda de exploatare experimentată este indicată pentru acest gen de zăcăminte ;

2) împușcarea simultană a blocurilor a rezolvat bine tăierea minereului, fără să rămînă console de minereu prinse de rocile înconjurătoare ;

3) granulația rezultată a fost bună. Pistolările secundare au fost rare, uneori una la cca. 400 tone de minereu evacuat ; se confirmă valabilitatea aplicării metodei fără orizont de sfărîmare ;

4) șisturile din acoperiș nu s-au deblocat ;

5) înclinarea și mărimea pîlniilor și a gurilor de evacuare se dovedesc bine dimensionate, întrucît materialul rezultat s-a evacuat cu mare ușurință.

Numai limonita moale din jurul fisurii aglomerează uneori minereul mărunt obturînd parțial gura de descărcare ;

6) tavanul abatajului gros numai de 1 m și armat cu ancore, cabluri uzate și bandaje pentru menținerea rambleurilor de la orizontul superior rezistă în bune condiții, fără a da semne de cedare pînă în prezent ; de altfel, la acest caz în speță, această măsură s-a luat numai pentru a menține tavanul abatajului pe timp limitat atîta cît să se armonizeze cu viteza de înaintare a abatajului ;

7) aerisirea frontului de lucru după împușcare s-a făcut în 20—30 min, pe cale naturală ;

8) mai sînt necesare unele măsuri tehnico-organizatorice care să îmbunătățească și mai mult desfășurarea bună a lucrului și care să conducă la obținerea unor indici și mai favorabili, specifici metodei.

Indicii tehnico-economici obținuți deocamdată sînt următorii :

— indice de pregătire 50 t/m, indicele este mic datorită dimensiunilor reduse ale panoului experimental ;

— productivitatea muncii în abataj 20 t/post

Din observațiile făcute pînă în prezent apreciem că metoda se va putea aplica în condiții de zăcămînt normale prin subetaje mai înalte și cu productivități mult mai ridicate.

Metoda va avea un avansat grad de extindere în zăcămîntul Ghelar și de generalizare și la alte zăcăminte similare din țară.

Pe măsura desfășurării experimentărilor și a definitivării metodei, tehnologiei de lucru și a indicilor tehnico-economici, vom reveni cu date suplimentare și precizări pentru informarea celor interesați.

CZ. 622.1:526

Trasarea și executarea curbelor în minele de sare

Ing. Ion Simeon

Serviciile de proiectări, atunci cînd elaborează un deviz de execuție, dau toate elementele lucrărilor care trebuie executate. Un proiect de execuție a unei curbe care face legătura între două galerii, într-un masiv de sare, are elementele arătate în tabela 1.

Tabela 1

Curba		H	T	I
O_3	136—47—16	24,25 ml	44,5	51,958 ml
Orientate în grade centesimale				
liniament	g	c	cc	
Tg punct A	122	31	58	
Tg punct B	258	78	74	

Metoda pe care o folosim pentru executarea curbelor o numim „metoda de executare a curbelor în panouri trapezoidale". Această metodă ne dă posibilitatea de a determina linia (direcția) de tăiere a curbelor cu haveuza.

Lucrul esențial pentru noi este să putem fixa haveuza pentru executarea tăierii panoului următor (fig. 1).

a) Calculul curbei

Cunoscînd elementele curbei din devizul de execuție se pot calcula datele necesare trasării și executării curbei.

1. *Elemente de calcul*

α = 136—47—16 unghiul curbei ;
R = 24,25 m raza curbei ;
l = 51,958 m lungimea curbei.

Pe lîngă elementele de mai sus trebuie să se stabilească în funcție de lungimea brațului de tăiere a haveuzei pasul *(p)* de înaintare.

Cunoscînd caracteristicile haveuzei, în cazul nostru :

l = 23 m — lungimea brațului ;

L = 5,6 m lungimea totală a haveuzei inclusiv placa (în cazul în care brațul este orizontal) admitem pasul de tăiere la înaintare p = 2 m.

Cu elementele de mai sus se face următorul calcul :

2. *Determinarea pasului de tăiere (p)*

Cunoscînd din trigonometrie că sinusul unui unghi este raportul dintre dreapta care reprezintă sinusul unghiului și raza cercului, putem scrie relația :

$$\sin \frac{\alpha}{2} = \frac{x}{r} \qquad (1)$$

Din această relație deducem pe

$$x = r \cdot \sin \frac{\alpha}{2} \qquad (2)$$

iar pasul nostru *(p)* de tăiere cu haveza este egal cu 2 x, deci :

$$p = 2 \cdot r \cdot \sin \frac{\alpha}{2} \qquad (3)$$

Astfel am determinat valoarea lui p.

3. *Calculul unghiului periferic* β

Pentru trasarea și executarea curbei trebuie să se determine unghiul periferic β cu ajutorul căruia urmărim cu aparatul topografic, direcția de tăiere a curbei.

Cu ajutorul formulei de bază :

$$p = 2 \cdot r \cdot \sin \frac{\alpha}{2} \qquad (4)$$

și cunoscînd că

$$\beta = \frac{\alpha}{2}, \qquad (5)$$

Luînd lungimea curbei l = 51,958 m și împărțind-o la pasul de tăiere al havezei, (în cazul nostru p = 2 m) :

$$51{,}958 : 2 = 25{,}979$$

aflăm cîte panouri se cuprind în curbă.

În continuare, vom împărți unghiul descris de curbă la numărul de panouri cuprinse în ea, adică :

$$136—47—16 : 25{,}979 = 5{,}21$$

și vom găsi unghiul arcului de cerc descris de coarda unui panou = 5,21.

Din relația

$$\beta = \frac{\alpha}{2 \cdot n} \qquad (6)$$

aflăm unghiul periferic care este egal cu

$$\beta = \frac{\alpha}{2} = \frac{5{,}21}{2}; \quad \beta = 2{,}605° \qquad (7)$$

5. *Determinarea lungimilor de tăiere a pereților curbei*

Lărgimea curbei fiind de 4 m și cunoscînd raza curbei r, aplicăm formula de bază în calculul lungimii pereților :

$$p = 2\, r \sin \frac{\alpha}{2}$$

Raza r_1 a peretelui interior al curbei are valoarea :

$$r_1 = r - 2 = 24{,}25 - 2 = 22,\ 25 \text{ m.}$$

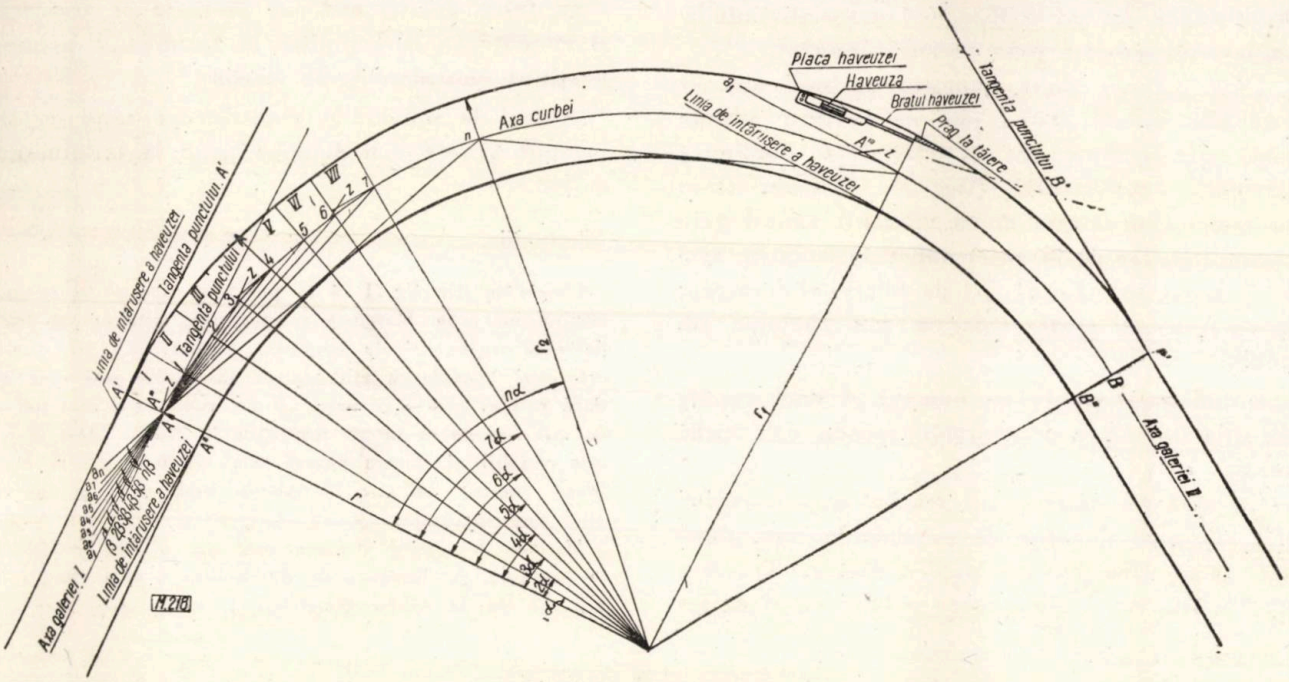


Fig. 1

Prin determinarea unghiului periferic se rezolvă o problemă importantă pentru trasarea și executarea curbelor, deoarece cu ajutorul unghiului putem materializa punctele de control din care, cu ajutorul aparatului, verificăm direcția de tăiere a curbei.

4. *Calculul decalajului Z al axelor panourilor*

După ce se determină unghiul periferic trecem la calculul decalajului Z al axelor panourilor una față de alta. Cunoașterea decalajului Z ajută la trasarea axei panoului ce urmează a fi tăiat cu haveza. Avînd axa panoului executat și știind că unghiul format de acesta cu axa panoului ce urmează a se executa are valoarea egală cu 2 β, putem scrie relația :

$$Z = 2\, p \text{ tg } \beta$$
$$Z = 2\text{x}2\text{x}0{,}409 = 0{,}163$$
$$Z = 163{,}6 \text{ cm.}$$

Raza r_2 a peretelui exterior al curbei are valoarea :

$$r_2 = r + 2 = 24{,}25 + 2 = 26{,}25 \text{ m.}$$

Înlocuind valorile razelor de mai sus în formula de bază, vom avea :

$$p_1 = 2\, r_1 \sin \frac{\alpha}{2};$$

$$p_2 = 2\, r_2 \sin \frac{\alpha}{2};$$

deci

$$p_1 = 2 \text{ x } 22{,}25 \text{ x } 0{,}0413 = 1{,}837 \text{ m};$$
$$p_2 = 2 \text{ x } 26{,}25 \text{ x } 0{,}0413 = 2{,}168 \text{ m.}$$

Odată cu calculul laturilor pereților curbei am determinat întreg calculul necesar trasării și executării curbei.

Procedeul de lucru

După ce am calculat toate elementele necesare trasării și executării curbei, cu ajutorul metodei arătate mai sus, se desenează — la scara aleasă (fig. 1) — schița curbei după care ne vom orienta în lucrări.

După cum se vede în figura 1, lucrările miniere au atins punctul *A*, deci începutul curbei.

Pentru a putea concretiza punctele topografice a_1, a_2..... a_n ne așezăm cu aparatul în punctul *A*, vizăm cu elementele la o axă a galeriei, fixăm aparatul pe această direcție și citim unghiuriale β ; 2β ; 3β....., $n\beta$ materializîndu-le în tavanul galeriei prin puncte topografice.

După ce am fixat punctele de mai sus — punctele vor fi atîtea cîte ne permite ultima viză care trebuie să se înscrie în porțiunea de curbă considerată (fig. 1) — vom trece în punctul de stație *a*, cu aparatul vizînd prin punctul *A*, iar de la acest punct pe linia de viză la 2 m cît este pasul *(p)* de tăiere al havezei ; însemnăm cu cretă colorată sau cărbune un punct.

Unind acest punct cu punctul *A* vom căpăta direcția de tăiere a primului tronson din curbă (axa).

Cu ajutorul acestei axe trasăm pereții curbei (fig. 1) prin ducerea de paralele la axă, după care vom fixa haveza pentru tăiere. Trasarea axei și liniilor de înțărușare a celui de-al doilea tronson se face cu ajutorul decalajului *Z* rezultat din calcul, după cum urmează :

Excavînd primul tronson din curbă atingem punctul *1*. Pe dreapta *AA'* luăm din punctul *A* spre punctul *A'* mărimea lui *Z*, găsind un nou punct — *A'''* — pe care-l vom uni cu punctul *1*.

Dreapta *A'''* —*1* este axa noului panou (II) care urmează a fi excavat.

Punctele a_1, a_2... a_n sînt puncte numai pentru control, în care ne vom așeza succesiv ; vizînd prin punctul *A* trebuie să cădem cu viza pe punctele *1*, *2*, *3*...*n*, după caz.

În felul descris mai sus mergem cu trasarea și executarea curbei pînă la terminarea primei porțiuni considerată din curbă.

Ajunși la punctul *n* vom începe totul de la început și așa mai departe pînă la terminarea curbei.

Observații

Observăm din fig. 1 că la peretele exterior al curbei rămîne un prag. Marginea acestui prag este determinată de raza curbei și de lungimea havezei. Cu cît curba este mai bruscă, cu atît haveza se înscrie mai greu și dacă pragul este mai mare, cu cît curba este mai dulce cu atît haveza se înscrie mai ușor în curbă. Acest lucru este valabil și pentru haveză. Cu cît haveza este mai lungă (mare) cu atît se înscrie mai greu, și invers cînd este mai mică.

Metoda de calcul stabilită mai sus a fost verificată în practică, în lucrările de deschidere a noii zone din masivul de la salina Ocna-Dej.

Gordon, R. L. şi Widginton, D. W.: **Perfecţionări în împuşcarea electrică în minele de cărbuni.** In Min. Eng., 120 (1961), nr. 7, 515—530, 5 fig., 17 ref. bibl.

Explozorii utilizaţi sînt fie cu generator electromagnetic, fie cu condensator. La ultimul tip, condensatorul este încărcat de la o baterie sau de către un dinam — aflat în explozor — şi descărcarea în circuitul de aprindere se produce la momentul potrivit. S-au construit explozoare capsulate de joasă tensiune pentru împuşcarea unei singure încărcături şi altele pentru împuşcarea simultană a una pînă la şase încărcături. Un tip special de explozor, cu condensator încărcat la 12 000 V de la un dinam acţionat manual, permite să se împuşte 100 amorse, în atmosferă fără gaze. Alt tip de explozor este cel cu generator electromagnetic pentru 25 la 100 amorse. Pentru determinarea gradului de securitate pe care îl prezintă împuşcarea în atmosferă cu gaze sau cu praf, s-au realizat patru tipuri de aparate producătoare de scîntei electrice într-un circuit de împuşcare. Un aparat este cu conductor fuzibil, iar celelalte trei cu un electrod fix şi altul mobil-reglabil. In ce priveşte cablurile, acestea sînt de construcţie specială, spre a avea inductanţă şi rezistenţă reduse, iar izolaţia sigură. O atenţie specială se dă realizării conexiunilor şi izolării lor.

Schneider, E.: **Efectele diferitelor condiţii de funcţionare asupra sfărîmării cărbunilor în bucăţi, atît aleşi manual cît şi nesortaţi, în moara cu valţuri prevăzută cu came.** In Aachener Bl., (1961), nr. 4/5, 132—149, 10 fig., 4 tabl.

Pentru a stabili influenţa condiţiilor de funcţionare ale unei mori cu valţuri asupra produselor sfărîmate s-au făcut o serie de încercări cu diferite sorturi de cărbuni şi cu steril avînd granulaţie mai mare de 120 mm, precum şi cu amestecuri de cărbune şi steril. S-a folosit în acest scop o moară cu valţuri avînd diametrul şi lărgimea egale de 1 000 mm, prevăzute cu came şi colţi şi cu arcuri de pretensionare reglabile. Pe baza acestor încercări s-a ajuns la concluziile următoare, ilustrate prin diagrame. Mărirea debitului de alimentare cu cărbuni curaţi are ca urmare creşterea proporţiei de granulaţie > 80 mm în produsul sfărîmat, în timp ce proporţia de granulaţie fină de 10 ... 0 mm scade de la 30,9% la 19,9%. Mărind debitul de alimentare cu cărbuni, amestecaţi în proporţie 20 t/h la 200 t/h, în produsul sfărîmat se constată creşterea proporţiei de granulaţie > 80 mm cu circa 10%, dar în acelaşi timp şi granulaţia < 0,5 mm creşte şi ea cu circa 1%. La sterilul curat se constată că pe măsură ce conţinutul de steril în alimentare creşte, gradul de sfărîmare al cărbunelui curat se măreşte, însă nu în proporţie liniară; astfel după depăşirea proporţiei de 29% steril în alimentare, sfărîmarea cărbunilor curaţi este influenţată într-o măsură neînsemnată. Variind granulaţia cărbunilor alimentaţi între 600 şi 120 mm, nu se constată o variaţie importantă a conţinutului de granulaţie > 80 mm şi < 10 mm în produsul sfărîmat. S-a mai constatat de asemenea că mărirea pretensionării arcurilor de la valţul mobil are ca efect mărirea gradului de sfărîmare atît la cărbunii curaţi cît şi la steril.

Kippenberger, G.: **Lucrări miniere verticale cu destinaţie specială.** In Schlägel u. Eisen, 1961, nr. 3, 151—158, 17 fig., 11 ref. bibl.

Pe baza experienţei dobîndite la o serie de mine de cărbuni, s-a constatat că este mai avantajos ca în locul puţurilor şi galeriilor de transport şi de aeraj cu profil mare şi costisitoare, să se folosească mai multe puţuri oarbe cu profil mic, precum şi găuri forate cu diametrul larg, care să îndeplinească fiecare o funcţiune bine precizată. In felul acesta se poate modifica radical sistemul de transport subteran: vagonetele nu mai sînt ridicate sau coborîte separat de la un orizont la altul şi nu mai circulă pe mai multe orizonturi, ci numai pe un singur orizont şi numai în garnituri de trenuri complete. Cărbunii şi sterilul sînt transportaţi vertical în schipuri sau în silozuri prevăzute cu descensoare. Se analizează fiecare din aceste lucrări miniere verticale cu funcţiuni specializate — ca suitori de aeraj, silozuri cu descensoare, puţuri oarbe etc. — din punctul de vedere al metodelor economice de săpare şi din acela funcţional. Se recomandă folosirea forajelor cu găuri largi şi a betonului, precum şi automatizarea operaţiilor de încărcare şi descărcare mult mai uşor de realizat la această metodă.

Heintzmann, H.: **Experienţa dobîndită la folosirea cadrelor de susţinere hidraulice păşitoare, o dată cu introducerea exploatării în trei schimburi la o mină de huilă.** In Glückauf, 97 (1961), nr. 9, 477—485, 9 fig., 5 tabl., 9 ref. bibl.

La o mină de huilă, un abataj cu lungimea de 120 m a fost echipat cu cadre păşitoare, formate din patru stîlpi hidraulici şi grinzi late de 300 mm înlocuindu-se astfel stîlpii cu fricţiune folosiţi înainte. Manevra cadrelor păşitoare este comandată cu ajutorul unei singure manete de un manipulant aşezat într-o poziţie protejată de cadrele de susţinere. Cărbunele este tăiat cu un plug de cărbune şi evacuat cu ajutorul unui transportor cu raclete, blindat şi prevăzut cu cilindri hidraulici de împingere. Exploatarea are loc în flux continuu, iar toate operaţiile de abataj se execută în fiecare schimb întotdeauna de aceiaşi oameni specializaţi. Se arată

dificultăţile întîmpinate şi modul cum au fost soluţionate, precum şi perfecţionările aduse acestei metode. Faţă de abatajul susţinut de stîlpi cu fricţiune, s-a obţinut o creştere a productivităţii de la 13 t/post la 16 t/post.

Inovaţii în mineritul carbonifer. In Min. J., 256 (1961), nr. 6562, 601—603, 2 fig.

Două inovaţii au fost introduse recent în tehnica minieră. Prima are ca obiect amenajarea tobei maşinii de extracţie astfel încît să permită înfăşurarea cablului pe mai multe rînduri suprapuse micşorîndu-se astfel considerabil lungimea tamburului. Dispozitivul adoptat este format din două pene de lemn triunghiulare, fiecare cu lăţimea maximă cît un diametru de cablu. Penele sînt aşezate în contact cu cîte una dintre şaibele extreme ale tobei şi au vîrfurile orientate în sens invers. Cablul este astfel ghidat şi se aşază în spire alăturate, iar spirele unui rînd superior se suprapun alternat celor de pe rîndul inferior. A doua inovaţie constă în construirea unui dispozitiv auxiliar pentru montarea cadrelor metalice în arc. Dispozitivul comportă un cadru vertical longitudinal, cu două picioare formate din cîte doi stîlpi articulaţi. Grinda superioară a cadrului se fixează, prin legături bulonate, la cheia a patru arce succesive montate anterior. De cadru este suspendat, cu ajutorul unui lanţ sau cablu, un şablon orizontal care poate fi adus la înălţimea necesară şi înaintea cadrului vertical, spre a sprijini elementele noi de arc în cursul montării lor.

Kenz, O.: **Metodele pentru calculul reţelelor aeraj.** In Bergbau-Arch., 22 (1961), nr. 1, 11—25, 9 fig. 6 tabl., 21 ref. bibl.

Analizînd metodele folosite în prezent pentru calculele complicate necesare la proiectarea şi controlul reţelelor de aeraj minier, se fac următoarele constatări bazate pe exemplificări. In cazul reţelelor complicate de aeraj, metoda de calcul prin formule matematice conduce la ecuaţii extrem de complicate cu foarte multe soluţii şi este deci practic neaplicabilă. La metode grafice, de asemenea complicate, care nu se pot aplica decît în cazul special al unei singure legături diagonale între două circuite paralele de aeraj, pierderea de presiune în reţea nu se poate determina decît prin aproximaţii succesive, iar în cazul cînd sensul curentului de aeraj diagonal nu este cunoscut, se obţin nenumărate soluţii. Se descriu şi se compară alte trei metode practic matematice, elaborate în ultimul timp, care permit un calcul rapid al reţelelor de aeraj. Prima din aceste metode, bazată pe compensarea nivelelor de presiune este cea mai potrivită la reţelele complicate şi se pretează la utilizarea maşinilor electronice de calcul. Dintre acestea, maşinile de calcul digitale, spre deosebire de maşinile analogice cu utilizare limitată la calculele de aeraj, pot fi utilizate şi în alte scopuri şi sînt deci mai economice.

Ritter, H. U.: **Posibilităţi de îmbunătăţire a metodei cu rambleiere totală, în vederea accelerării vitezei de înaintare a abatajului şi a micşorării consumului de muncă.** In Glückauf, 97 (1961), nr. 10, 541—559, 24 fig., 6 tabl., 6 ref. bibl.

In cazul unor exemple tipice luate din opt mine de huilă se arată cum s-au aplicat ultimele progrese tehnice şi economice pentru a se reduce mîna de lucru la transportul şi introducerea minereului în excavaţiile miniere, precum şi la întreţinerea galeriilor de transport. Pentru fiecare din aceste exemple se descriu metodele, echipamentul şi utilajele folosite şi modul cum — în cazul rambleierii totale — operaţiile de rambleiere sînt puse în concordanţă cu vitezele de înaintare din ce în ce mai mari din abatajele mecanizate. In această privinţă, se ajunge la concluzia că la viteze de exploatare şi mai sporite, va fi necesar să se realizeze o concordanţă perfectă a următoarelor operaţii: încărcarea minereului; avansarea mecanizată şi automatizată a transportorului şi susţinerii din abataj; demontarea succesivă a ţevilor de la capătul conductei de rambleiere pneumatică chiar în timpul funcţionării ei; deplasarea continuă, mecanizată a pereţilor mobili care închid spaţiul rambleiat.

Renner, K.: **Ventilatoarele centrifuge şi elicoidale folosite ca ventilatoare principale pentru aerajul minier.** In Bergbau-Arch, 22 (1961), nr. 1, 1—10, 14 fig., 14 ref. bibl.

Problemele referitoare la construcţia, siguranţa în funcţionare şi eficienţa economică a ventilatoarelor principale folosite în aerajul minier se rezolvă cu ajutorul legilor analogice mecanice. Se arată modul cum aceste legi se pot aplica pentru a stabili tipul de ventilator, dimensiunile rotorului şi ale maşinii, precum şi sistemul de rotor care corespunde condiţiilor optime de exploatare. Cu ajutorul indicilor tehnici respectivi se compară comportarea diferitelor tipuri de ventilatoare centrifuge sau elicoidale; în acest fel, chiar pe baza datelor rezultate din proiectarea instalaţiei de aeraj respective, se poate aprecia domeniul în care un ventilator de un anumit tip şi mărime poate să funcţioneze în condiţii optime. De asemenea se stabilesc condiţii necesare pentru a reduce zgomotul produs de aceste ventilatoare care, la dimensiunile ventilatoarelor folosite în prezent, poate ajunge la intensităţi supărătoare.

Koster, H.: **Cercetarea experimentală a proceselor care au loc în timpul transportului şi însilozării materialelor de rambleiere, în descensoarele cu trepte.** In Bergbauwiss., 8 (1961), nr. 6, 125—139, 41 fig., 11 ref. bibl.

S-a studiat experimental comportarea diverselor materiale folosite la rambleiere în timpul transportului şi însilozării în descensoarele cu trepte, cu scopul de a stabili condiţiile optime de funcţionare a acestor instalaţii. Materialele studiate sînt: sterilul rezultat de la spălătoria de cărbuni, gresia, şistul nisipos şi şistul argilos. S-a ajuns între altele la următoarele concluzii practice. Trebuie să se evite pe cît posibil însilozarea materialului foarte argilos, cu o proporţie mare de granulaţie fină sub 1 mm, deoarece, după scăderea umidităţii sub o anu-

mită limită critică, materialul se întăreşte şi astupă descensorul. Durata admisibilă de însilozare a rambleului este limitată, depinzînd de viteza de uscare şi de gradul aferent de întărire a materialului. Cantitatea de praf produsă prin frecarea materialului în descensor este neglijabilă. Micşorînd lungimea bazei taluzului, viteza de transport creşte datorită măririi înălţimii de cădere respectiv a distanţei pînă la care ajunge materialul căzut de pe o treaptă pe alta. Viteza iniţială cu care materialul este alimentat în descensor nu are influenţă decît în primele 3—5 trepte, după care urmează zona de „liniştire". Uzura descensorului este funcţie de viteza de transport şi de gradul de neuniformitate granulometrică a materialului. Segregarea materialului nu se produce în timpul transportului, indiferent de lungimea lui.

Veehuizen, J. M. şi Voncken, J. A. F.: **Săparea a două puţuri gemene (Beatrix) după metoda Honigmann-de-Vooys, prin foraj rotativ cu noroi de sondă.** In Glückauf **97** (1961), nr. 8, 401—420, 36 fig., 5 tabl., 8 ref. bibl.

La săparea a două puţuri gemene cu diametrul de excavare de 7,65 m şi de 700 m adîncime din care primii 480 m erau constituiţi în cea mai mare parte din nisipuri acvifere şi din argile, s-a utilizat în locul metodei mai scumpe prin congelare metoda de săpare prin foraj rotativ, cu noroi de sondă (metoda Honigmann-de-Vooys). Se descrie instalaţia de foraj, construită special pentru această lucrare, prepararea şi manipularea noroiului de foraj, forajul propriu-zis şi susţinerea puţului. Aceasta constă din două mantale de oţel, una interioară neetanşă şi alta exterioară etanşă, care a fost coborîtă tronson cu tronson în puţ; apoi spaţiul inelar dintre ele a fost umplut cu ciment iar în spatele susţinerii s-a turnat asfalt cu o grosime de circa 35 cm. Se arată de asemenea metodele folosite pentru dirijarea verticală a forajului, confecţionarea, manipularea şi centrarea susţinerii, precum şi pentru turnarea betonului şi a asfaltului. De la o adîncime de 500 m pînă la 700 m puţul a fost săpat prin metoda obişnuită de cimentare şi cu susţinere în beton armat. Ţinînd seama de necesităţile aerajului, pereţii puţului au fost lăsaţi netezi, renunţîndu-se la traverse şi scări de circulaţie, iar ghidajele şi conductele au fost fixate direct pe pereţii puţului. Săparea celor două puţuri pînă la adîncimea de 480 m a durat doi ani.

Westerfeld, S. C.: **Incălzirea sitelor în vederea prevenirii colmatării lor.** In Pit Quarry, **53** (1961), nr. 11, 147—150, 3 fig.

Incălzirea grilelor sau a sitelor utilizate la prepararea calcarelor ori a minereurilor permite să se evite înfundarea lor. Instalaţia de încălzire propusă cuprinde: un transformator pentru reducerea tensiunii de alimentare, conductoare — de cupru sau aluminiu — izolator care să împiedice punerea sub tensiune a şasiului sitei. Legăturile se pot face în serie sau în paralel. Se preferă conectarea în serie care permite utilizarea unei tensiuni mai ridicate; deşi uneori este necesară modificarea structurii iniţiale a sitei. La site vibrante, se prevăd legături flexibile, cu jocul necesar. Transformatoarele utilizate sînt monofazice, de 50—40 kVA, cu un curent primar de 220 sau 440 V. Tensiunea curentului secundar este de 2 la 20 V şi se calculează în funcţie de: tipul conectării, mărimea sitei, tipul şi diametrul sîrmei sitei. In general, este necesară încălzirea sitei la 38°C. Consumul de energie electrică este relativ mare şi la proiectare trebuie luate toate măsurile eficace spre a-l reduce. Dispozitivul elimină colmatarea sitei provocată de umezeala iniţială, superficială a rocii, dar nu evită colmatarea prin viscozitate sau datorită elementelor colţuroase.

V. A. Agusev şi I. R. Gladişev: **Noi maşini.** Ugol, **36** (1961) nr. 2, 31—34.

Banda transportoare KL-500 este dimensionată pentru 500 t/oră, avînd o viteză de 2,2 m/s şi putînd deservi transportorul la o înclinare de 16° pe 230 m şi fiind acţionată de 2 motoare de 75 kW. Transportul este destinat folosirii în cariere.

Silozul concasor este destinat sfărîmării bucăţilor mari de cărbune şi steril chiar în abatajele din carieră. Capacitatea este de 500/oră cu o capacitate de însilozare de 8 m³; dimensiunea maximă de alimentare este de 800 mm şi cea de evacuare de 260 mm. Greutatea ansamblului este de 17,5 tone.

T. Kitegawa: **Detectarea focurilor spontane subterane în faza iniţială.** Revue de l Industrie Minerale, 48 (1961) 34—47.

Pînă în prezent combustia spontană a fost pusă în evidenţă în primul rînd prin mirosul special ce se atribuie hidrocarburilor uşoare produse la piroliza cărbunelui. Autorul a realizat un bun detector de oxid de carbon ce conţine două tampoane de reactivi de detectare în scopul măsurării concentraţiilor de oxid de carbon ce pot apare în mină. Acest detector este capabil de a determina foarte uşor conţinuturi de oxid de carbon de 0,001—0,0001% şi de asemenea slabe concentraţii de etilenă: 0,0001—0,00001%. In toate cazurile analizate etilena şi oxidul de carbon au fost prezente în cazul combustiilor spontane. Oxidul de carbon este detectat prin absorbţia sa cu particole purificate de gel de silice, soluţie de molibdat de amoniu şi sulfat de polodiu.

A. Sopko: **Problemele transportului în subteran.** Rudy **9** (1961) nr. 2, 48—54.

Autorul analizează principalele probleme ale transportului în subteran din punct de vedere tehnico-economic. Condiţiile geologice din mină impun adeseori existenţa unui mare număr de lucrări şi exclud posibilitatea unei prea înaintate concentrări. Or, acestea se reflectă în complexitatea transportului atît ca mijloace de realizare cît şi ca diversitate de trasee.

Autorul arată că stabilirea gradului de mecanizare a transportului prin exprimarea numărului de unităţi de transport nu este justă şi că singura exprimare valabilă o constituie calculul pe bază de tonekilometri parcurşi.

In încheiere se fac propuneri concrete pentru ridicarea nivelului tehnic al transportului, domeniu în care se pot realiza economii importante la orice exploatare minieră.

MŰSZAKI EGYETEM 1831

ISRS

INGINERI ŞI TEHNICIENI

Citiţi publicaţiile editate de

Institutul de Studii Romino-Sovietic al Academiei Republicii Populare Romine

Analele Romino-Sovietice, seriile :

Metalurgie

Matematică-Fizică

Chimie

Revistele de Referate, seriile :

Fizică

Chimie

Matematică

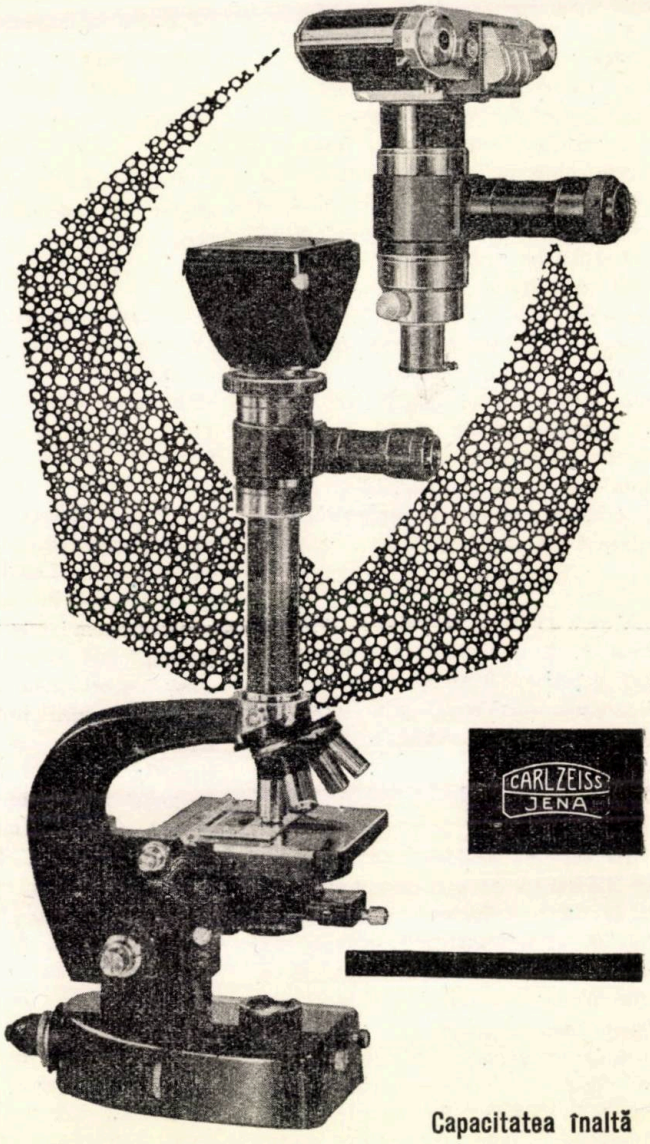
Biblioteca Analelor Romino-Sovietice, seria Tehnică

Buletinul de informare ştiinţifică

care vă vor sprijini în munca dvs. cu bogata experienţă a ştiinţei şi tehnicii sovietice şi vă vor informa asupra celor mai recente progrese realizate în aceste domenii.

Abonamentele se primesc la oficiile P. T. T. R., factorii şi agenţii poştali, difuzorii de presă din întreprinderi şi instituţii şi direct la Institutul de Studii Romino-Sovietic, Bucureşti str. Gutenberg nr. 3 bis, raionul Lenin, tel. 14.54.49

Instalaţie microfotografică „MF“



Capacitatea înaltă

Întrebuinţare multilaterală

Deservire uşoară şi comodă

pentru plăci format 6,5 × 9

şi filme de imagine mică

Prospecte se obţin sub „30 MF“

VEB Carl Zeiss JENA

Republica Democrată Germană

REVISTA MINELOR

ANUL XII NR. 10 OCTOMBRIE 1961

СОДЕРЖАНИЕ

Ионеску М. и Паскалиде Г.: *Достижения в области синтеза реактивов для обогащения руд в РНР.* В статье дается классификация флотационных реактивов-собирателей, неисобразователей, флокуляторов, которые были исследованы в отношении синтеза и применения их в работах по обогащению руд, проведенных в Горном научно-исследовательском институте (ИЧЕМИН). Описанные реактивы освещают одну из сторон горных научно-исследовательских работ в РНР.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 433—439

Херца Н.: *Диаграмма Майер.* Автор описывает и указывает область применения диаграммы Ф. В. Майера (*M*), которая позволяет более широкое толкование и более быструю трассировку в сравнении с диаграммой Генри-Рейнхардт (*XR*). Приводится ряд примеров, основанных на проведенных работах, которые полностью отражают целесообразность этой диаграммы.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 439—446

Бакыру Р.: *Несколько случаев очень повышенной естественной радиоактивности некоторых угольных пластов в Долине Жиу.* После краткого описания некоторых случаев повышенной радиоактивности нескольких пластов углей, автор делает заключение о необходимости применения комплексного метода интерпретации, подчеркивая запись физических характеристик в порядке их значения: кажущееся удельное сопротивление, нейтрон гамма, гамма-гамма и только для осведомления гамма естественные.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 447—452

Дула А.: *Извержение сыпучей породы больших пропорций.* Автор подробно описывает протекание извержения сыпучей породы и мер, предпринятые для его локализации.
Из опыта, полученного при этом случае, автор приходит к ряду интересных выводов по борьбе с извержениями сыпучей породы.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10. p. 453—463

Никореску Д. *Экспериментирование массовых взрывов с миллисекундным запозданием в карьере Телюк.*

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 464—466

Николау М.: *Опробование новых методов разработки на горном предприятии Гелар.* Автор вкратце показывает способ опробования метода разработки подэтажными штольнями и полученные результаты по сравнению с обычными методами разработки железной руды в Гелар. Сравниваются полученные результаты, из которых вытекает экономичность новых методов.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 466—469

Симеон И.: *Разбивка и выполнение кривых в соляных копьях.*

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 470—472

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Ionescu M. und Pascalide Gh.: *Fortschritte in der Synthese der Reagensmittel für die Aufbereitung der Erze in Rumänien.* Der Aufsatz enthält eine Klassifizierung der in der Schwimmaufbereitung benutzten Reagensmittel- Sammler, schäumende, Flokkungsmittel-; für die Synthese dieser Reagensmittel und ihre Einführungsmöglichkeiten in die Aufbereitung der Erze ist in dem Forschungsinstitut für Bergbau (ICEMIN) eine Reihe von Versuchen durchgeführt worden. Diese Versuchsarbeiten kennzeichnen eines des Forschungsgebiete der rumänischen Bergbauindustrie.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 433—439

Herţa N.: *Das Mayer-Diagramm.* Der Verfasser behandelt und gibt Anweisungen auf das Anwendungsgebiet des F. W. Mayer-Diagrammes *(M)*, das eine viel breitere Auslegung und schnellere Aufzeichnung als das Henry-Reinhardt-Diagramm *(HR)* gestattet. Die Anwendbarkeit des Mayer-Diagrammes wird in dem Aufsatz durch mehrere Beispiele von durchgeführten Arbeiten bewiesen.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 439—446

Bacîru P.: *Einige Fälle von sehr gesteigerter natürlicher Radioaktivität einiger Kohlenschichten in Valea Jiului.* Nach der Beschreibung einiger Fälle von gesteigerter Radioaktivität einiger Kohlenschichten von Valea Jiului, schliesst der Verfasser auf die Notwendigkeit der Einführung eines vollständigeren Verfahrens für die Auslegung des Diagrammes der Eintragungen. Die physikalischen Kennzeichen sollen nach diesem Verfahren in der Ordnung ihrer Bedeutung eingetragen werden, indem nach dem scheinbaren spezifischen elektrischen Widerstand die Eintragung der Neutron-Gamma-, Gamma-Gamma- und zuletzt der natürlichen Gamma-Strahlungen erfolge.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 447—452

Dula A.: *Ein Schwimmsandausbruch grossen Ausmasses. Man* beschreibt einen Schwimmsandausbruch und die für seine Bekämpfung angewandten Mittel. Nach den, bei diesem Ereignis gemachten Erfahrungen, kommt der Verfasser zu einer Reihe von interessanten Schlussfolgerungen über die bei Schwimmstandausbrüchen zu ergreifenden Massnahmen.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10. p. 453—463

Nicorescu Gh.: *Die Prüfung des Massenladungsschiessenes mit Millisekunden-Zündung in dem Tagebau Teliuc.*

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 464_466

Nicolau M.: *Versuche mit neuen Abbaumethoden bei I. M. Ghelar.* Der Verfasser vergleicht das in der Eisenerzgrube von Ghelar versuchsweise neu eingeführte Abbauverfahren mit Unterwerksbau und Teilsohle mit den gewöhnlichen in dieser Grube angewandten Abbaumethoden, wonach die Wirtschaftlichkeit des neuen Verfahrens hervortritt.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 466—469

Simeon I.: *Die Aufzeichnung und Auffahrung der Kurven in den Salzgruben.*

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 470—472

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Ionescu M. et Pascalide Gh.: *Le progrès obtenu dans le domaine de la synthèse des réactifs pour la préparation des minerais dans la R.P.R.* L'article contient une classification des réactifs de flotation: collecteurs, écumants, floculants. Pour la synthèse et l'application de ces réactifs dans la préparation des minerais ont été effectuées des recherches dans l'Institut de Recherches Minières (ICEMIN). Cette sorte de travaux caractérise une des préoccupations de l'industrie minière de la R.P.R dans le domaine de la recherche.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 433—439

Herţa N.: *Le diagramme Mayer.* L'auteur s'occupe du domaine d'utilisation du diagramme F. W. Mayer *(M)* qui permet une interprétation beaucoup plus large et un traçage plus rapide en comparaison avec le diagramme Henry-Reinhardt *(HR).* On donne une série d'exemples basés sur des travaux pratiques qui souligne d'une façon plus complète l'utilité du diagramme M.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 439—446

Bacîru P.: *Des cas de radioactivité naturelle très élevée dans quelques couches de charbon de Valea Jiului.* Après une description de quelques cas de radioactivité élevée observés dans certaines couches de charbon, l'auteur conclut sur la nécessité de l'application d'une méthode complèxe d'interprétation, en soulignant que l'enregistrement des caractéristiques physiques doit être fait dans l'ordre de l'importance, en commençant par la résistivité apparente et en continuant par les radiations neutron-gamma, gamma-gamma et seulement à la fin par les radiations gamma-naturelles.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 447—452

Dula A.: *Une éruption de sable aquifère de grande proportion.* L'auteur décrit en détail une éruption de sable aquifère et les mesures prises pour sa limitation. D'après l'expérience gagnée à cette occasion on est arrivé à une série d'intéressantes conclusions sur les meilleures mesures à prendre au cas d'une éruption de sable aquifère.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10. p. 453—463

Nicorescu Gh.: *Des essais d'explosion en masse avec amorçage par retardement de mille-secondes dans la carrière de Teliuc.*

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 464—466

Nicolau M.: *Essais avec de nouvelles méthodes d'exploitation à I. M. Ghelar.* L'auteur présente les expériences effectuées avec la méthode d'exploitation à voies de sous-étage en comparaison avec les méthodes usuelles d'exploitation des minerais de fer de Ghelar; d'après les résultats obtenus, l'économicité de la nouvelle méthode devient évidente.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 466—469

Simeon I.: *Le traçage et l'execution des courbes dans les mines de sels.*

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 470—472

CONTENTS

Ionescu M. and Pascalide Gh.: *Some advances achieved in the R.P.R. in the field of reagent synthesis for ore preparation.* This paper contains a classification of the flotation reagents - collectors, frothing, flocculants-which have been the object of researches concerning their synthesis and application in the field of ore preparation works within the framework of the Mining Research Institute (ICEMIN).

The reactives described represent one of the aspects of the mining research works in the R.P.R.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 433—439

Herţa N.: *The Mayer diagram.* The author describes and points out the field of application of the F. W. Mayer *(M)* diagram allowing a much broader interpretation as well as a much quicker tracing as compared to the Henry-Reinhardt *(HR)* diagram.

Some examples based on works carried out are given emphasizing in a complete form the usefulness of this diagram.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 439—446

Bacîru P.: *Some cases of very high natural radioactivity in some coal strata in the Jiu Valley.* After briefly describing several cases of increased radioactivity in some coal strata the author draws some conclusions concerning the necessity of applying a complex interpretation method, the stress being laid upon the recording of physical characteristics according to their importance viz: apparent resistivity, gamma neutron, gamma-gamma and-only informatively-natural gamma.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 447—452

Dula A.: *A large proportion flow of floating rock sands.* The author describes in detail the manner in which occurred the flow of floating rock sand and the measures taken for limiting it. Starting from the experience won on this occasion the author reaches a series of interesting conclusions concerning the manner how the fight against floatting sands flows has to be waged.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10. p. 453—463

Nicorescu Gh: *Testing the mass blastings with a millisecond delay in the Teliuc quarry.*

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 464—466

Nicolau M.: *New mining methods tests at the Mine working Ghelar.* The author describes briefly the manner in which was tested the sub-drift caving method and the results attained as compared to the usual working method of iron ores in Ghelar. From the comparison made between these results, the superior economic efficiency of the new methods is being proved.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 466—469

Simeon I.: *The tracing and execution of curves in salt mines.*

Revista Minelor 12 (1961) nr. 10, p. 470—472

MŰSZAKI KÖNYVTÁR-ORSZÁGOS 1883

Ingineri şi tehnicieni

Apar:

Revistele tehnice de specialitate, elaborate de Asociaţia Ştiinţifică a Inginerilor şi Tehnicienilor, aduc la cunoştinţă cadrelor tehnice din producţie, învăţământ, cercetare şi proiectare ultimele realizări obţinute în ştiinţele tehnice din ţară şi străinătate.

AUTOMATICA ŞI ELECTRONICA
CELULOZĂ ŞI HÎRTIE
ELECTROTEHNICA
ENERGETICA
HIDROTEHNICA
INDUSTRIA LEMNULUI
INDUSTRIA TEXTILĂ
INDUSTRIA UŞOARĂ
METALURGIA ŞI CONSTRUCŢIA DE MAŞINI
PETROL ŞI GAZE
REVISTA DE CHIMIE
REVISTA INDUSTRIA ALIMENTARĂ — PRODUSE ANIMALE
REVISTA INDUSTRIA ALIMENTARĂ — PRODUSE VEGETALE
REVISTA MINELOR
REVISTA PĂDURILOR
REVISTA TRANSPORTURILOR
TELECOMUNICAŢII

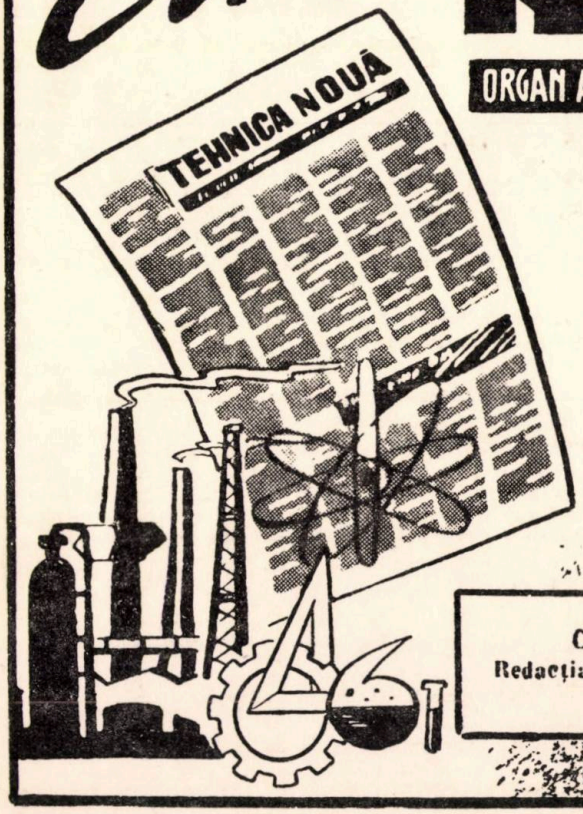
Un abonament anual pentru ingineri şi tehnicieni lei 30, pentru biblioteci, instituţii, cabinete tehnice etc. lei 100, prin cont virament nr. 070 124 B.R.P.R.-Filiala I. V. Stalin

Abonamentele se primesc la sediul Consiliului Central ASIT

Bucureşti — Calea Victoriei nr. 118 — Raionul I. V. Stalin — Telefon 14.06.24.

Citiţi **TEHNICA NOUĂ**

ORGAN AL ASOCIAŢIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR



Vă informează
SĂPTĂMÎNAL ASUPRA ULTIMELOR REALIZĂRI TEHNICE DIN ŢARĂ ŞI STRĂINĂTATE

COSTUL UNUI ABONAMENT ANUAL: 26 LEI
Redacţia şi administraţia: Bucureşti, Calea Victoriei 118
Telefon 13.27.60 - 14.06.24

centrozap

INTREPRINDERE DE COMERȚ EXTERIOR

POLONIA
Katowice Plebiscytowa 36
Căsuța Poștală 825

CENTROZAP

Exportă: *Instalații miniere pentru: abataje • încărcări • transport • preparație mecanică*

Material de salvare și de protecție

CENTROZAP SE REMARCĂ PRIN:

CONSTRUCȚIE SIMPLĂ • MANIPULARE UȘOARĂ
RANDAMENT RIDICAT

I. P. 2, c. 3383

E 1133

KAT

Revista MINELOR

REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAGINA 477 – 524
NOIEMBRIE
1961

11

ASIT

BUCUREȘTI

Recomandări privind întocmirea articolelor tehnico-științifice

1. FONDUL ARTICOLELOR

1.1. Lucrări ce pot fi prezentate spre publicare :

1.1.1. de importanță generală (principii noi, dispoziții noi, rezultate experimentale originale, studii teoretice inedite, ale unor fenomene fizice și procese tehnice cu caracter general) ;

1.1.2. tehnico-științifice, speciale, teoretice sau experimentale, avînd contribuții originale dar, referindu-se la un domeniu de specialitate restrîns (extinderea valabilității unor dispoziții, aplicarea unor teorii sau metode cunoscute la o problemă nouă, rezultate experimentale inedite sau de control) ;

1.1.3. tehnice obișnuite (expunerea studiului unor probleme tehnico-științifice, discuții și critici ale unor rezultate cunoscute etc.).

1.2. Legătura cu practica muncii de cercetare, proiectare, învățămînt, producție este condiția esențială pe care trebuie să o îndeplinească tema tratată. Lucrările de sinteză sau de discuție trebuie să se refere la probleme noi și actuale, de interes general. Articolele interesînd industria vor cuprinde considerații privind eficiența economică a soluțiilor. Se recomandă ca articolele să posede propuneri de viitor.

1.3. Verificarea experimentală se impune ca necesitate de prim ordin la lucrările care se pretează la asemenea verificări.

1.4. Lucrări care au mai fost publicate integral sau parțial nu pot fi trimise redacției spre publicare.

2. FORMA ARTICOLELOR

2.1. Organizarea lucrării :

2.1.1. Titlul va prezenta în minimum de cuvinte obiectul lucrării.

2.1.2. Numele autorului va fi precedat de prenume.

2.1.3. Un scurt rezumat fixînd premisele de la care s-a pornit problema studiată și cadrul în care este tratată, nedepășind 6—8 rînduri, se va anexa lucrării.

2.1.4. Împărțirea pe capitole se va face cu cîteva subtitluri potrivit alese, în număr strict necesar pentru o expunere clară a ideilor și înlesnirea orientării.

2.1.5. Textul. În introducere, se încadrează problema în preocupările generale ale disciplinei și în preocupările producției ; de asemenea se arată scopul lucrării, subliniindu-se expres contribuția autorului. Tratarea va trebui să fie unitară permițînd inteligibilitatea fără dificultăți a problemelor. Se vor evita introduceri sau demonstrații voluminoase, de asemenea se va evita repetarea în text a ceea ce poate fi găsit în literatura publicată sau poate fi redat intuitiv prin materialul grafic-ilustrativ, tabele etc.

2.1.6. Concluziile vor concentra rezultatele obținute, cu indicarea limitei de valabilitate și aplicațiile posibile.

2.1.7. Anexele pot cuprinde demonstrații originale sau absolut necesare înțelegerii formulelor din text : de asemenea, în anexe se pot da exemple de calcul în cazul articolelor care necesită asemenea exemple.

2.1.8. Citarea literaturii de specialitate. Afirmațiile luate din alte lucrări și care nu sînt general cunoscute vor fi referite la lista bibliografică de la sfîrșitul lucrării. Referirea se face indicîndu-se poziția lucrării în lista bibliografică în paranteze drepte.

2.2. Prezentarea lucrării :

2.2.1. Nivelul articolelor va fi înalt.

2.2.2. Stilul. Redactarea va fi clară și concisă. Ortografia va fi în concordanță cu regulile Academiei R.P.R. Nu se admit prescurtări cu excepția celor unanim cunoscute.

2.2.3. Dezvoltările matematice vor fi limitate la cele absolut necesare înțelegerii raționamentului matematic. Este suficient, în general, punerea în ecuație și indicarea rezultatelor. Pentru demonstrații se vor alcătui anexe (v. pct. 2.1.7.).

2.2.4. Tabelele se vor folosi în cazul cînd date numerice importante nu pot fi reprezentate grafic satisfăcător. Nu se admite folosirea concomitentă a datelor numerice sub formă de tabelă și diagramă. Tabelele vor fi referite în text și se va indica sursa lor.

2.2.5. Materialul grafic ilustrativ (figuri, fotografii) va permite reprezentarea clară și intuitivă a unor idei, puncte de vedere. Ele trebuie să completeze expunerea din text și vor fi referite cu grijă în text, indicîndu-se sursa lor.

2.2.6. Sistematizarea și numerotarea capitolelor se vor face cu grijă evitîndu-se excesele. Se recomandă utilizarea sistemului zecimal.

2.3. Forma exterioară a lucrării :

2.3.1. Terminologie, mărimi și unități. Se recomandă a fi conforme cu normele internaționale și STAS-urile în vigoare.

2.3.2. Scrierea formulelor. Se recomandă o atenție deosebită scrierii formulelor conform STAS. Indicii și exponenții se vor scrie mai mici decît baza și așezați mai jos sau mai sus decît baza. Se vor scrie, de asemenea, cu grijă literele majuscule, minuscule sau cele rusești, romane, grecești, germane etc. Numerotarea formulelor se va face în paranteze rotunde, în dreapta.

2.3.3. Figurile trebuie executate unitar și rațional. Ele vor fi numerotate în continuare. Fotografiile vor fi pe hîrtie strălucitoare alb-negru. Explicația figurilor se va face pe o pagină separată.

2.3.4. Notele din text se numerotează în continuare.

2.3.5. Citarea literaturii în text se face prin simpla indicare a poziției lucrării din cadrul listei bibliografice, în paranteze drepte, fără alte mențiuni.

2.3.6. Lista bibliografică se va întocmi cuprinzînd lucrările la care se referă textul (cît și figuri sau tabele), speciale cît și cele generale. Se vor indica toate datele în transcripții originale. Pentru cărți : numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet (eventual și tradus, în paranteze), ediția, editorul, locul editării, anul. Pentru articole : numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet original (eventual și tradus, în paranteze), revista, tomul, anul, numărul, pagina.

2.3.7. Scrisul la mașină al articolelor este recomandat cu insistență, exceptîndu-se lucrările scrise caligrafic. Se scrie pe o singură față, la două rînduri (2 000 semne pe pagină). În partea stîngă a foii se lasă o margine de 5 cm.

2.3.8. Paginația se face în continuare. Se recomandă un volum de 10—12 pagini pentru articole.

2.3.9. Expedierea. Lucrările (în dublu exemplar) vor fi prinse cu agrafe. Manuscrisul se expediază cu paginile întinse format A4 și cu plicul conținînd materialul grafic ilustrativ anexat.

3. RELAȚII CU REDACȚIA :

3.1. Nu se admite trimiterea concomitentă a textului la alte publicații.

3.2. Articolele se trimit cu o notă însoțitoare pe adresa redacției. În notă se vor indica : titluri academice, funcțiuni, localitatea și adresa domiciliului, nr. de telefon.

3.3. Lucrările executate în cadrul diverselor instituții sau organizații vor purta aprobarea acestora de publicare.

3.4. Corecturile se vor face după normele tipografice în vigoare.

3.5. Corecturile trimise autorilor vor fi înapoiate în maximum 48 ore de la primire. Nu se admit modificări esențiale față de manuscris. Modificările importante ale manuscrisului cad în sarcina autorului.

E 1433

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. ȘI AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI ELECTRICE

Anul XII **Nr. 11** **Noiembrie 1961**

REDACȚIA: BUC., Str. ION GHICA 3, Tel.: 13.07.30 și 13.57.28

MŰSZAKI KÖNYVTÁR-ORSZÁGOS 1863

CUPRINS

BUMBU V. :

Contribuții la perfecționarea acționării instalațiilor de extracție miniere . . 477—481

LI IU HOAN și KIM ZIN GHI :

Studiul mișcării terenurilor acoperitoare din bazinul Cîmpulung-Muscel sub influența exploatării subterane. . . 482—492

DUMITRESCU V. :

Criterii pentru urmărirea și reducerea prețului de cost la forajul cu sondeze pentru minereuri . . . . . 493—498

BABEȘ AL. :

Metodica de probare a zăcămintelor de săruri de potasiu și magneziu din R.P.R. . . . . 499—503

BACU A. :

Solicitările și comportarea cuplelor de vagonete . . . . . 504—507

NOTE TEHNICE

Interpretarea rezultatelor obținute la săparea galeriilor cu combina F—4 pentru săparea galeriilor în minele de la Modry-Kamen . . . . . 511—512

Privire asupra procedeului cu vid și utilizarea lui la asecarea solurilor fin nisipoase (borchișuri). . . . . 512—515

RECENZII

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BALTAREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — Laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

„REVISTA MINELOR", organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. și al Ministerului Minelor și Energiei Electrice. Redacția: Administrația și casieria București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 13.07.30 și 16.78.78 — Abonamentele se primesc la sediile filialelor A.S.I.T. din întreaga țară, precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Publicații tehnice A.S.I.T. 070124 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin. A.S.I.T., București — Tarif pentru întreprinderi: lei 100 anual. — Tarif pentru tehnicieni și ingineri: Revista metalurgia și construcția de mașini lei 48 anual, iar la celelalte reviste tehnice lei 30 anual.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR-OSZTÁLY 1963

CZ. 622.6.004.67

Contribuții la perfecționarea acționării instalațiilor de extracție miniere

Prof. ing. VASILE I. BUMBU

Fenomenul pierderii de energie în reostat în faza de demaraj, la instalațiile de extracție acționate cu motoare asincrone, este binecunoscut. El se datorește proprietății pe care o are motorul de a prelua de la rețea, în tot timpul cît durează faza de demarare, o putere echivalentă cu momentul ce-l are de învins, înmulțit cu viteza unghiulară nominală, corespunzătoare funcționării pe caracteristica sa mecanică naturală, fără a considera pierderea din motorul propriu-zis.

Cu alte cuvinte, din momentul conectării motorului asincron la rețea și pînă la atingerea vitezei sale nominale, el consumă din rețea o putere egală cu produsul între momentul rezistent și viteza unghiulară de sincronism, la care se mai adaugă și pierderile din statorul motorului, sau o putere echivalentă cu produsul între momentul rezistent și viteza sa unghiulară nominală la care se mai adaugă și pierderile din motor, adică

$$P_2 = \frac{M_2\ \omega}{102\ \eta_r\ \eta_1}, \qquad (1)$$

în care, potrivit figurii 1 :

P_2 este puterea preluată de la rețea în kW ;
M_2 — momentul rezistent al instalației, în kgm ;
ω — viteza unghiulară nominală de rotație a motorului, în s^{-1} ;
η_r — randamentul reductorului ;
η_1 — randamentul total mediu al motorului asincron, în faza de demaraj.

Aria triunghiulară *Oa'b'O* (fig. 1) reprezintă pierderea de energie în reostat și, după cum vedem, ea este aproape jumătate din energia consumată de la rețea, în faza de demaraj, și dată de relația :

$$E_1 = \frac{P_2}{3600\ \eta_r\ \eta_1}\ t_1 \text{ kWh/cursă} \qquad (2)$$

iar aria triunghiulară *1231* reprezintă pierderea de energie în reostat în faza de încetinire, cînd aceasta este motrică și, după cum vedem, ea este tot aproape jumătate din totalul energiei consumate de la rețea, în faza de încetinire, fiind egală cu

$$E_3 = \frac{P_5}{3600\ \eta_r\ \eta_3}\ t_3 \text{ kWh/cursă} \qquad (3)$$

totalul energiei consumate de la rețea, în timpul unei curse întregi, fiind egală, potrivit figurii 1, cu :

$$E = \frac{1}{3600\ \eta_r}\left(\frac{P_2}{\eta_1}t_1 + \frac{P_3}{\eta_2}t_2 + \frac{P_5}{\eta_3}t_3\right), \text{ kWh/cursă} \qquad (4)$$

în care : η_2, η_3 sînt randamentele totale medii ale motorului asincron în fazele de mișcare cu viteză constantă, respectiv în faza de încetinire.

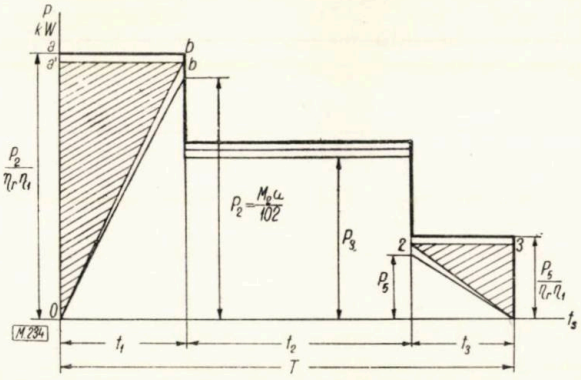


Fig. 1. Diagrama consumului de energie de la rețea a unei instalații de extracție compensate, acționate cu motor asincron.

Pentru instalațiile necompensate, totalul energiei consumate de la rețea în timpul unei curse întregi, fiind :

$$E_n = \frac{1}{3600\ \eta_r}\left(\frac{P_1 + P_2}{2\ \eta_1}t_1 + \frac{P_3 + P_4}{2\ \eta_2}t_2 + \right.$$
$$\left. + \frac{P_5 + P_6}{2\ \eta_3}t_3\right), \text{ kWh/cursă}, \qquad (5)$$

în care :

$$P_1 = \frac{F_1 v}{102} \text{ kW} \qquad (6)$$

și

$$P_6 = \frac{F_6 v}{102} \text{ kW}, \qquad (7)$$

adică puterile ce sînt preluate de la rețea la începutul și sfîrșitul cursei.

Energia consumată de la rețea, și dată de relațiile (4) și (5), se referă la instalația tip, obișnuită, cuprinsă în conturul A, din figura 2, fiind compusă din motorul asincron M_a, reductorul R și tobele T.

Acționarea cu două motoare asincrone cu turații diferite, dar de același cuplu motor

Dacă însă am adopta instalația cuprinsă în conturul B (fig. 2), adică la instalația tip am adăuga un al doilea motor asincron M_b, cuplat coaxial cu motorul principal M_a, capabil să învingă același cuplu rezistent, dar a cărui turație nominală este de c ori mai mică, adică având turația ω_b, în comparație cu turația ω_a a motorului principal:

$$\frac{\omega_a}{\omega_b} = c; \tag{8}$$

atunci, evident că în comparație cu puterea nominală P_a a motorului principal, motorul auxiliar M_b va trebui să aibă o putere:

$$P_b = \frac{P_a}{c} \text{ kW}. \tag{9}$$

În acest caz instalația de extracție, ale cărei diagrame de funcționare sînt reprezentate în figura 3, ar putea fi pornită cu motorul auxiliar M_b, care după intervalul t' secunde atinge viteza sa nominală pe care o imprimă instalației de extracție:

$$v' = a_1 t' = \frac{v}{c} \text{ m/s}, \tag{10}$$

și preia de la rețea, în tot decursul acestui interval, o putere:

$$P = \frac{P_2}{\eta_r \eta_1} \cdot \frac{1}{c} \text{ kW}, \tag{11}$$

consumîndu-se o energie echivalentă ariei *0123*, a cărei mărime este:

$$E'_1 = \frac{P_2}{3600\,\eta_r \eta_1} \frac{1}{c} t' = \frac{P_2}{3600\,\eta_r \eta_1} \frac{1}{c^2} t_1 \text{ kWh/cursă} \tag{12}$$

respectiv, pentru instalațiile necompensate:

$$E'_{1n} = \frac{P_1 + P_2}{7200\,\eta_r \eta_1} \frac{1}{c^2} t_1 \text{ kWh/cursă}. \tag{13}$$

După atingerea vitezei de extracție v', motorul auxiliar este deconectat de la rețea și, concomitent, se conectează motorul principal

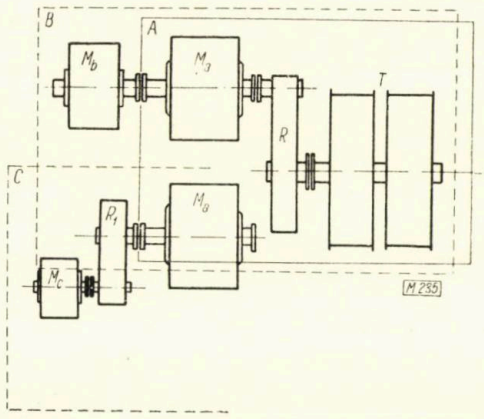


Fig. 2. Diferite scheme de acționare:
A — cu un motor asincron; B — cu două motoare; C — cu două motoare și două reductoare.

M_a, care continuă demararea instalației în restul fazei de demaraj $(t_1 - t')$, în care interval se acționează cu puterea P_2, preluîndu-se de la rețea energia:

$$E''_1 = \frac{P_2}{3600\,\eta_r \eta_1}(t_1 - t') = \frac{P_2}{3600\,\eta_r \eta_1}\left(1 - \frac{1}{c}\right) t_1 \text{ kWh/cursă}, \tag{14}$$

respectiv:

$$E''_{1n} = \frac{1}{3600\,\eta_r}\left(\frac{P_1 + P_2}{2\,\eta_1} - \frac{P_1 - P_2}{2\,\eta_1}\frac{1}{c}\right)\left(1 - \frac{1}{c}\right) t_1 \text{ kWh/cursă}, \tag{15}$$

de unde, potrivit relațiilor (12) și (14), totalul energiei consumate de la rețea, în faza de demaraj, este:

$$E_1 = E'_1 + E''_1 = \frac{P_2}{3600\,\eta_r \eta_1}\left(1 - \frac{1}{c} + \frac{1}{c^2}\right) t_1 \text{ kWh/cursă}, \tag{16}$$

respectiv, pentru instalațiile necompensate:

$$E_{1n} = \frac{1}{3600\,\eta_r}\left[\frac{P_1 + P_2}{2\,\eta_1} \cdot \left(1 - \frac{1}{c} + \frac{1}{c^2}\right) - \frac{P_1 - P_2}{2\,\eta_1} \cdot \left(\frac{1}{c} - \frac{1}{c^2}\right)\right] t_1 \text{ kWh/cursă}, \tag{17}$$

iar energia recuperată în aceeași fază, echivalentă cu aria *1892* (fig. 3) este:

$$E_{1r} = \frac{P_2}{3600\,\eta_r \eta_1}\left(\frac{1}{c} - \frac{1}{c^2}\right) t_1 \text{ kWh/cursă}, \tag{18}$$

respectiv:

$$E_{1rn} = \frac{P_1}{3600\,\eta_r \eta_1}\left(\frac{1}{c} - \frac{1}{c^2}\right) t_1 \text{ kWh/cursă}. \tag{19}$$

Din această penultimă relație se vede că, din totalul energiei pierdute în reostat și motor în faza de demaraj, se poate recupera pentru:

c =	2	3	4	5	6
E_{1r} =	0,5	0,44	0,375	0,32	0,277 părți din ea.

Prin utilizarea motorului auxiliar în faza de demaraj, aria 4567, hașurată întrerupt în figura 3, reprezintă echivalentul energiei recuperabile din pierderea în reostat.

În faza de mișcare cu viteză constantă, energia consumată de la rețea rămîne aceeași ca și în cazul acționării cu un singur motor, adică:

$$E_2 = \frac{P_3}{3600\,\eta_r \eta_2} t_2 \text{ kWh/cursă}. \tag{20}$$

În faza de încetinire, cînd aceasta este motrică, în prima parte a ei, adică în decurs de $t_3 - t''$ secunde, unde:

$$t'' = \frac{v'}{a_3} = \frac{t_3}{c} \text{ s}, \tag{21}$$

instalația este acționată cu puterea,

$$P = \frac{P_5}{\eta_r \eta_3} \text{ kW}, \qquad (22)$$

consumînd de la rețea energia:

$$E'_3 = \frac{P_5}{3600 \eta_r \eta_3}\left(t_3 - t''\right) = \frac{P_5}{3600 \eta_r \eta_3}\left(1 - \frac{1}{c}\right) t_3$$

kWh/cursă, (23)

respectiv, pentru instalațiile necompensate:

$$E'_{3n} = \frac{1}{3600 \eta_r}\left(\frac{P_5 + P_6}{2\eta_3} + \frac{P_5 - P_6}{2\eta_3}\frac{1}{c}\right)\left(1 - \frac{1}{c}\right) t_3$$

kWh/cursă, (24)

ca apoi, deoarece cu t'' înainte de sfîrșitul cursei se deconectează motorul principal și

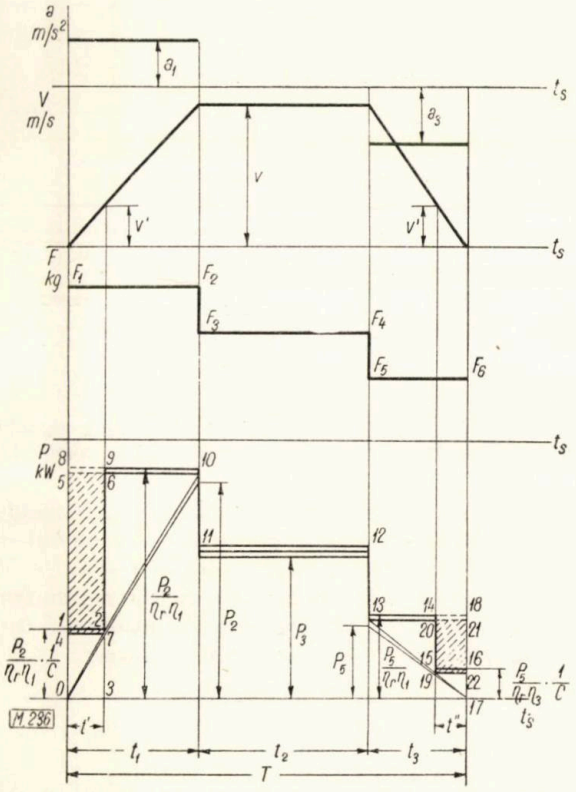


Fig. 3. Diagramele de funcționare ale instalației de extracție acționate cu două motoare asincrone de cupluri egale, dar de turații diferite.

concomitent se conectează motorul auxiliar cu care se termină cursa de extracție, instalația este acționată cu puterea:

$$P = \frac{P_5}{\eta_r \eta_3}\frac{1}{c} \text{ kW}, \qquad (25)$$

consumînd de la rețea energia:

$$E''_3 = \frac{P_5}{3600 \eta_r \eta_3}\frac{1}{c} t'' = \frac{P_5}{3600 \eta_r \eta_3}\frac{1}{c^2} t_3$$

kWh/cursă, (26)

respectiv:

$$E''_{3n} = \frac{P_5 + P_6}{7200 \eta_r \eta_3}\frac{1}{c^2} t_3 \text{ kWh/cursă}; \qquad (27)$$

de unde, potrivit relațiilor (23) și (26), energia consumată de la rețea în toată faza de încetinire este:

$$E_3 = E'_3 + E''_3 = \frac{P_5}{3600 \eta_r \eta_3}\left(1 - \frac{1}{c} + \frac{1}{c^2}\right) t_3$$

kWh/cursă, (28)

respectiv, potrivit relațiilor (24) și (27),

$$E_{3n} = \frac{1}{7200 \eta_r \eta_3}\left[\left(P_5 + P_6\right)\left(1 - \frac{1}{c} + \frac{1}{c^2}\right) + \left(P_5 - P_6\right)\left(\frac{1}{c} - \frac{1}{c^2}\right)\right] t_3 \text{ kWh/cursă}. \qquad (29)$$

Totalul energiei consumate de la rețea la fiecare cursă este reprezentat de aria *0129—10—11—12—13—14—15—16—17* (fig. 3) și, potrivit relațiilor (16), (20) și (28), este:

$$E = \frac{1}{3600 \eta_r}\left[\frac{P_2}{\eta_1}\left(1 - \frac{1}{c} + \frac{1}{c^2}\right) t_1 + \frac{P_3}{\eta_2} t_2 + \frac{P_5}{\eta_3}\left(1 - \frac{1}{c} + \frac{1}{c^2}\right) t_3\right] \text{ kWh/cursă}, \qquad (30)$$

în loc de energia dată de relația (4), respectiv, potrivit relațiilor (17), (20) și (29), pentru instalațiile necompensate:

$$E_n = \frac{1}{3600 \eta_r}\left\{\left[\frac{P_1 + P_2}{2\eta_1}\left(1 - \frac{1}{c} + \frac{1}{c^2}\right) - \frac{P_1 - P_2}{2\eta_1}\left(\frac{1}{c} - \frac{1}{c^2}\right)\right] t_1 + \frac{P_3 + P_4}{2\eta_2} t_2 + \left[\frac{P_5 + P_6}{2\eta_3}\left(1 - \frac{1}{c} + \frac{1}{c^2}\right) + \frac{P_5 - P_6}{2\eta_3}\left(\frac{1}{c} - \frac{1}{c^2}\right)\right] t_3\right\} \text{ kWh/cursă}. \qquad (31)$$

Energia ce se economisește în faza de încetinire este reprezentată de aria *15—14—18—16* și exprimată prin:

$$E_{3r} = \frac{1}{3600 \eta_r \eta_3}\left(P_5 - P_5\frac{1}{c}\right) t'' = \frac{P_5}{3600 \eta_r \eta_3}\left(\frac{1}{c} - \frac{1}{c^2}\right) t_3 \text{ kWh/cursă}, \qquad (32)$$

respectiv:

$$E_{3rn} = \frac{P_6}{3600 \eta_r \eta_3}\left(\frac{1}{c} - \frac{1}{c^2}\right) t_3 \text{ kWh/cursă}. \qquad (33)$$

Totalul energiei recuperate la fiecare cursă de extracție, potrivit relațiilor (18) și (32), este :

$$E_r = \frac{1}{3600\,\eta_r}\left(\frac{P_2}{\eta_1}t_1 + \frac{P_5}{\eta_3}t_3\right)\left(\frac{1}{c} - \frac{1}{c^2}\right) \text{ kWh/cursă,} \quad (34)$$

respectiv potrivit relațiilor (19) și (33), pentru instalațiile necompensate :

$$E_{rn} = \frac{1}{3600\,\eta_r}\left(\frac{P_1}{\eta_1}t_1 + \frac{P_6}{\eta_3}t_3\right)\left(\frac{1}{c} - \frac{1}{c^2}\right) \text{ kWh/cursă.} \quad (35)$$

În afară de economia de energie ce se face prin acest mod de acționare, se mai obține și o reducere relativă a cheltuielilor de investiții la schema conturului B, motor $M_a - M_b$.

Deși mai scumpă decît schema conturului A, pentru că în schema conturului B motorul M_a intră în sarcină la viteza v', el este răcit mai favorabil, atît în faza de demaraj cît și în faza de încetinire, obținîndu-se o putere mai redusă.

Pe de altă parte, motorul M_b fiind cuplat rigid cu motorul M_a și trebuind să se rotească cu viteza acestuia din urmă, dar acționînd numai în intervalul t' și, eventual, încă în intervalul t'', poate fi dimensionat foarte strîns, răcirea lui fiind asigurată cu prisosință.

Schema cu două motoare asincrone de cupluri egale și de turații diferite va conveni, în general, pentru instalațiile de extracție cu colivii și pentru valori $c = 2-4$ cînd economia de energie poate acoperi cu prisosință surplusul de investiții. Evident, economia integrală de energie, în care este cuprinsă și economia de la cursele de introducerea și extragerea personalului, de introducerea și extragerea mașinilor și uneltelor, cursele de introducerea materialelor, de verificare a cablului, a puțului etc.

O remarcă trebuie făcută cu privire la dimensionarea motorului auxiliar M_b. Acesta, după deconectarea din mers, este antrenat la turația ω_a, care este de c ori mai mare decît turația lui nominală și , deci, la dimensionarea lui trebuie să se țină seamă de forța centrifugă anormală, de fenomenul de încălzire mecanică a lagărelor etc., cît și de răcirea lui foarte intensă.

Exemplu numeric

Să ilustrăm cele expuse mai sus printr-un exemplu.

Fie de proiectat o instalație de extracție cu colivii, care să extragă 550 000 t/an de cărbune de la adîncimea de 252 m, funcționînd 300 zile pe an, a cîte 14 ore pe zi, rezervate numai extracției, cu un coeficient de iregularitate $C = 1{,}25$ și un coeficient de steril $c_s = 0{,}12$.

Alegînd greutățile coliviilor de cîte 2 500 kg, a două vagonete pe colivie — 1200 kg, ale sarcinii utile de extras pe cursă — 2 400 kg, ale cablurilor — 3,18 kg/m, suma maselor reduse la periferia tobei — 3 000 kgs²/m, în ipoteza acționării cu un singur motor, și 3150 kgs²/m în cazul acționării cu două motoare. Instalația urmează să funcționeze după diagramele din figura 4.

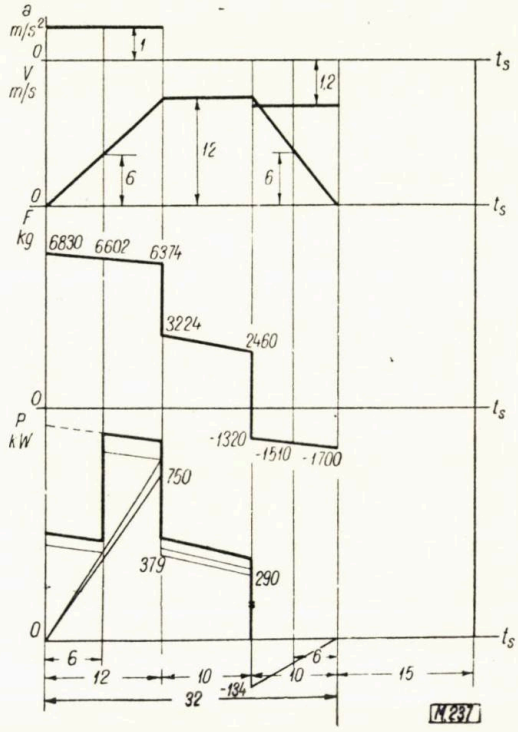


Fig. 4. Diagramele de funcționare a unei instalații de extracție necompensate (exemplu numeric).

Considerînd instalația prevăzută cu frînă electrodinamică, conform regulilor de calcul acceptate de către uzinele electromecanice din Harkov și de către GEC, de a determina forța efectivă pentru instalațiile ce funcționează după tahograme cu trei faze prin relația :

$$F_{ef} = \sqrt{\frac{\Sigma F^2 t}{\alpha(t_1 + t_3) + t_2 + \beta\theta}},$$

în care coeficienții de corecție de la numitor să fie luați $\alpha = 0{,}5$ și $\beta = 0{,}25$, puterea efectivă a motorului asincron rezultă de $P_{ef} = 610$ kW, în cazul acționării cu un singur motor. Consumul de energie de la rețea numai pentru cursă, conform relației (5), este :

$$E_n = \frac{1}{3600 \cdot 0{,}95}\left(\frac{786+732}{2 \cdot 0{,}9}12 + \frac{379+290}{2 \cdot 0{,}85}10\right) = 4{,}12 \text{ kWh/cursă,}$$

considerînd randamentul reductorului $\eta_r = 0{,}95$ iar randamentele medii ale motorului $\eta_1 = 0{,}9$, $\eta_2 = 0{,}85$.

Dacă, însă, utilizăm acționarea după schema conturului B (fig. 2), în mod logic, date fiind

noile condiții de intrare în funcțiune ale motorului principal, coeficientul α ar trebui majorat la valoarea:

$$\alpha_c = \alpha + \frac{1-\alpha}{c}, \qquad (36)$$

apoi trebuie ținut seamă și de durata mersului în gol $(t' + t'')$, care afectat de un coeficient γ, a cărui valoare trebuie să fie

$$\gamma = \beta + \frac{1-\alpha}{c}, \qquad (37)$$

puterea efectivă a motorului principal, pentru $c = 2$, trebuie luată de numai:

$$P_a = \frac{v F_{ef}}{102\,\eta_r} =$$

$$= \frac{v}{102\,\eta_r}\sqrt{\frac{\Sigma F_t^2}{\alpha_c(t_1 - t' + t_3 - t'') + t_2 + \beta\theta + \gamma(t' + t'')}} =$$

$$= \frac{12}{102 \cdot 0{,}95}\sqrt{\frac{343{,}8 \cdot 10^6}{0{,}75(12-6+10-5)+10+0{,}25 \cdot 15 + 0{,}5(6+5)}} =$$

$$= 438 \text{ kW}.$$

Nici puterea efectivă a motorului auxiliar nu trebuie să fie luată egală cu:

$$P_b = \frac{P_a}{c} = \frac{610}{2} = 305 \text{ kW},$$

deoarece în condiții egale de comportare la momentul de răsturnare și aproximativ pentru aceleași condiții de răcire cu cele acceptate de către uzinele constructoare sus-amintite, pentru durata lui de mers în gol $(t_1 - t' + t_3 - t'' + t_2)$ s, ar trebui afectată de diferiți coeficienți de corecție, ca de exemplu:

— pentru intervalul $(t_1 - t')$ și $(t_3 - t'')$, în care viteza sa crește de la v' pînă la $v = cv'$, ar fi de considerat coeficientul:

$$1 + \alpha(c-1);$$

— pentru durata t_2, de mers în gol cu viteza constantă v, ar fi de considerat coeficientul c, așa încît numitorul fracției de sub radicalul forței efective ar trebui să fie:

$$\alpha(t' + t'') + [1 + \alpha(c-1)] \cdot (t_1 - t' + t_3 - t'') + ct_2 + \beta\theta,$$

dacă, bineînțeles, coeficientul de cedare a căldurii ar rămîne proporțional cu viteza, statorul ar radia căldura proporțional cu rotorul etc. Cum aceste condiții nu sînt respectate, credem că nu greșim prea mult dacă vom lua în calculul forței efective a motorului auxiliar următorul numitor pentru fracția de sub radicalul ei:

$$\alpha(t' + t'') + [1 + \beta(c-1)] \cdot (t_1 - t' + t_3 - t'' + t_2) + \beta\theta, \qquad (38)$$

și astfel, puterea lui efectivă va trebui să fie de numai:

$$P_b = \frac{\frac{v}{c} F_{ef}}{102\,\eta_r} =$$

$$= \frac{6}{102 \cdot 0{,}95}\sqrt{\frac{283{,}02 \cdot 10^6}{0{,}5(6+5)+1{,}25(12-6+10-5+10)+0{,}25 \cdot 15}} =$$

$$= 175 \text{ kW}.$$

După cum vedem, puterea efectivă instalată în cazul acționării cu două motoare este, aproximativ, identică sau mai mică față de cazul acționării cu un singur motor: $P_a + P_b = 613$kW.

Energia recuperată, conform relației (35), este:

$$E_{rn} = \frac{1}{3600 \cdot 0{,}95} \cdot \frac{804}{0{,}9} \cdot 12\left(\frac{1}{2} - \frac{1}{4}\right) = 0{,}784 \text{ kWh/cursă},$$

ceea ce reprezintă, numai pentru programul de extracție planificată la 256 000 curse/an, ori 0,784 kWh/cursă, un total de 200 000 kWh/an, în afară de economia de la cursele serviciilor anexe, care reprezintă încă minimum 20%, și deci un adaos de 40 000 kWh/an, care, la prețul de 0,45 lei/kWh, ne dă o economie anuală de 108 000 lei.

Tabela 1

Valoarea constantei c	Puterea efectivă, kW		Energia economisită (valori rotunjite)			
	motor principal	motor auxiliar	kWh pe cursă	Total curse inclusiv curse de deservire auxiliară	Total kWh anual	Economia, lei/an
2	438	175	0,784	307 200	240 000	108 000
3	502	86	0,696	307 200	213 000	95 800
4	533	51	0,588	307 200	181 000	81 500

Făcînd calculul și pentru cazurile acționării cu două motoare cînd $c = 3$ și $c = 4$, se obțin datele redate în tabela 1. Din datele tabelei rezultă că acționarea cu două motoare față de un motor de 610 kW aduce o economie variind în funcție de valoarea aleasă a lui c, între 81,5 mii lei și 108 mii lei pe an.

Notă. În numărul viitor se va publica partea a II-a a articolului de față.

CZ. 622.83.001.5

Studiul mișcării terenurilor acoperitoare din bazinul Cîmpulung-Muscel sub influența exploatării subterane (Partea I)

Leforditva
Tf 1118/62

Ing. LI IU HOAN și ing. KIM ZIN GHI
– R. P. D. Coreeană –
absolvenți ai Institutului de mine Petroșani

Cunoașterea problemei mișcării masivului în urma exploatării subterane ocupă un loc important, atît pentru determinarea valorii unghiurilor scufundării în vederea trasării judicioase a pilierilor de siguranță, cît și pentru studiul complex asupra dirijării presiunii rocilor acoperitoare. Pînă în prezent s-au emis multe teorii și s-au efectuat numeroase calcule matematice pentru rezolvarea acestei probleme, fără însă a se ajunge la nivelul necesar de generalizare. Condițiile de zăcămînt impun în fiecare caz în parte, în vederea obținerii datelor reale, să se efectueze măsurători practice pe teren. Pe această linie, în U.R.S.S. se duce o activitate intensă sub conducerea institutului VNIMI, care a determinat, aproape pentru toate bazinele carbonifere, parametrii caracteristici ai mișcării terenurilor.

Prof. P. M. Leontovski a arătat, încă din 1912, necesitatea și importanța cunoașterii parametrilor mișcării terenului pentru minele de cărbuni din Rusia. Apoi, prof. Bahurin, de la Institutul de mine din Leningrad, la primul Congres VGNT a cerut executarea măsurătorilor și observațiilor pentru toate bazinele țării.

Sub conducerea ing. O. L. Kulibah au fost efectuate primele observații în Donbas, în anul 1929. Între anii 1929—1932, în Donbas au existat 15 stații de observare, iar în anul 1941 numărul stațiilor de observare a ajuns la 70. Crescînd continuu, în anul 1951 au existat 103 stații de observare numai în bazinul Donbas, ceea ce a dat o mare posibilitate de a se studia problema mai amănunțit, obținîndu-se rezultate foarte importante.

În R.D.G., problema mișcării terenului a fost atacată atît pe cale teoretică cît și practică, obținîndu-se date prețioase, permițînd exploatarea stratului chiar de sub construcții și clădiri.

În R.P.R. această problemă a fost studiată pe o scară foarte redusă. În anul 1955, în sectorul Palanga nord, deasupra stratului *V*, abatajele frontale *28 A* și *28 B*, a existat o stație de observare executată de către inginerii Iosif Fodor și Francisc Kiss. În afară de aceasta, mai recent au fost amplasate stații de observare la exploatările Lupeni, Aninoasa, Petrila, Lonea etc. Și pentru bazinul Cîmpulung-Muscel a existat o încercare modestă de a urmări mișcarea terenurilor sub influența exploatării subterane, fără însă a se ajunge la rezultate concludente.

Neavînd rezultate concludente, privind mișcarea terenurilor sub influența exploatărilor subterane, pentru nici un bazin carbonifer din R.P.R. — cu excepția bazinului Filipeștii de Pădure — ne-am propus efectuarea observațiilor și măsurătorilor pentru unul din cele mai mari bazine de lignit din R.P.R., bazinul Cîmpulung-Muscel. Avînd în vedere că adîncimea exploatărilor este mică, pentru a se putea realiza un studiu complet s-au efectuat măsurători atît la suprafață cît și în subteran.

Măsurătorile de la suprafață au constat din măsurători instrumentale topografice, iar în subteran am urmărit convergența tavanului și presiunea pe stîlpi, în condițiile metodelor de exploatare aplicate în bazin.

I. MĂSURĂTORI TOPOGRAFICE

A. Considerații generale asupra problemei scufundării terenului

Golurile rezultate prin extragerea subterană a substanțelor minerale au drept efect punerea în mișcare a terenurilor acoperitoare care, nemaiavînd sprijin, se scufundă treptat sau se rup, umplînd golurile rămase în urma exploatării. Această scufundare are loc chiar dacă la unele mine golurile sînt rambleiate.

Fenomenul de scufundare are loc mai ales la zăcămintele carbonifere, din cauza rezistenței mici a rocilor acoperitoare sedimentare.

Limitele pînă la care se extind aceste mișcări, atît pe verticală, cît și pe orizontală, și factorii de care depind sînt: proprietățile mecanice ale rocilor acoperitoare și succesiunea lor litologică, înclinarea și grosimea stratului, adîncimea la care se face exploatarea, condițiile hidrogeologice, metoda de exploatare aplicată, întinderea suprafeței zăcămîntului care se exploatează, prezența accidentelor tectonice, viteza de înaintare a frontului, caracterul reliefului de teren și altele.

Dacă mișcarea terenului ia o asemenea amploare încît să se transmită pînă la zi — cazul este cel mai general — apar la suprafață scufundări, împingeri și alunecări de terenuri etc., care pot produce stricăciuni sau pagube, degradarea te-

renurilor de cultură, a caselor, a construcțiilor feroviare și rutiere, deplasarea și ruperea canalelor și conductelor etc.

În general parametrii principali care trebuie determinați sînt: unghiurile de scufundare, coeficientul de afînare, distribuția deformațiilor sau a mișcărilor pe curbele de profil, timpul cînd începe și se termină procesul de scufundare.

Proiectul stației de observare se compune din planul de observare, atît în scris cît și în desen. Acest plan se face la scările 1 : 1 000 sau 1 : 2 000, conținînd următoarele date principale: situația frontului de lucru în momentul construirii planului și data, toate construcțiile de la suprafață, pilierii de siguranță, liniile de profil cu situația tuturor reperelor etc.

Explicațiile planului se fac în scris, și trebuie să cuprindă: importanța și scopul stației, geologia și situația exploatării, toate datele pentru calcul (lungimea liniei de profil, distanța între repere etc.), metoda de plantare a reperelor, observații etc.

B. Considerații generale asupra bazinului carbonifer Cîmpulung-Muscel

Cărbunele care se exploatează în bazinul carbonifer Cîmpulung-Muscel este un lignit xiloid, de vîrstă ponțiană. Zăcămîntul de cărbune din flancul sudic al anticlinatului Malul Roșu — Apa Sărată, unde se face actual exploatarea, are direcția 275°. Înclinarea stratului variază între 10 și 17°. Există două straturi de lignit, din care se exploatează numai stratul cu grosimea de 2,2 m. Adîncimea medie a stratului în zona

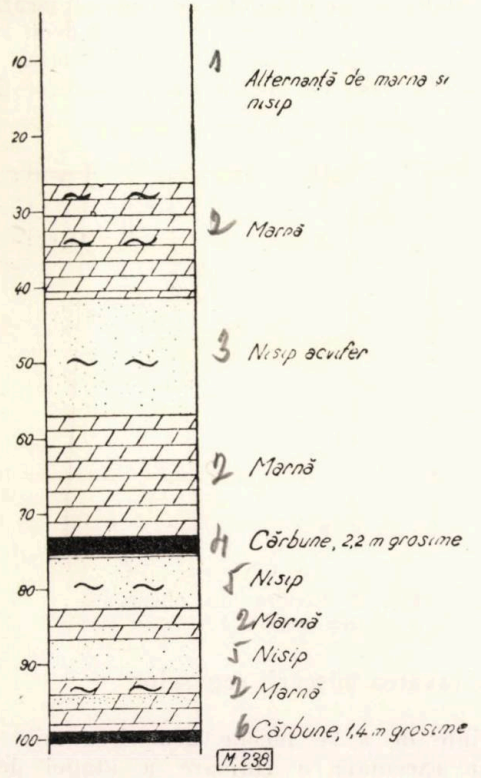


Fig. 1. Profil geologic — Berevoești.

actualei exploatări nu trece de 100 m. După cum se vede din coloana litologică din figura 1, pachetele de roci din acoperiș și culcuș sînt formate în general din marne, nisipuri și argile. Există trei pînze acvifere.

În funcție de condițiile existente la suprafață și subteran, pentru locul de amplasare a stațiilor de observare s-a ales mina Berevoești.

În zona studiată stratul a avut o grosime de 2,2 m și înclinare 15°. Metoda de exploatare aplicată a fost cu front lung, cu lungimea frontului de 100 m. Avansarea lunară medie este 16—18 m. Metoda de dirijare nu este o metodă bine determinată. Primele pachete de roci se surpă pe o grosime mică, formînd un tampon pentru pachetele următoare, care se lasă lin.

Adîncimea medie la care se face exploatarea este de 70 m. Stația de observare se află deasupra abatajelor frontale *02* și *05*. Amplasarea stației se poate urmări din figura 2.

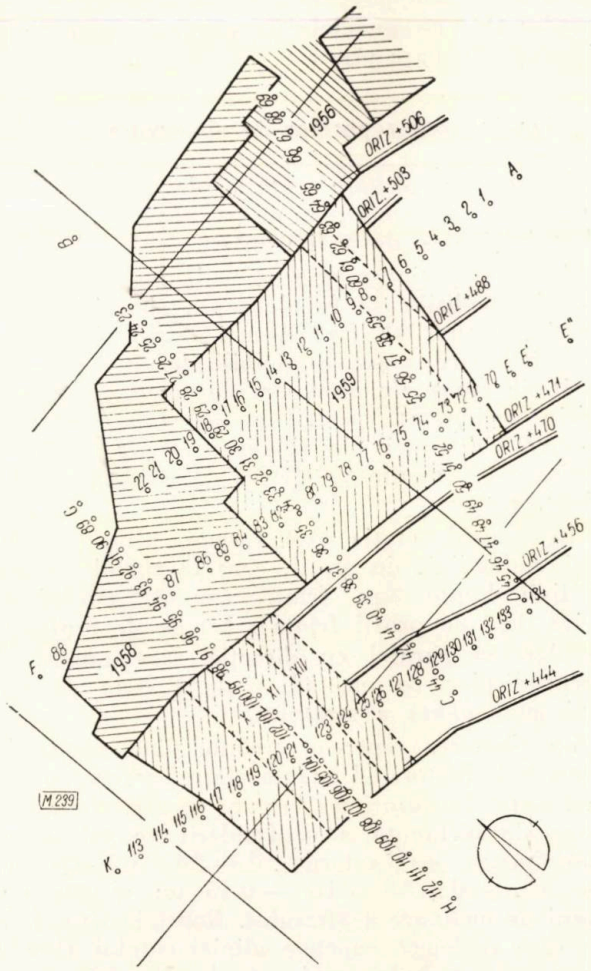


Fig. 2. Stația de observare Berevoești.

C. Lucrări topografice principale

Pentru a putea răspunde la cerințele tehnice ale problemei miniere, lucrările topografice trebuie executate cu cea mai mare exactitate. În acest scop, instrumentele topografice și metoda de lu-

cru și de calcul trebuie să fie la un nivel corespunzător preciziei cerute.

Aparatele topografice pentru urmărirea mișcării terenului trebuie să aibă o precizie cel puțin de ordinul secundelor la teodolit și de ordinul milimetrilor pe km la nivel. Astfel, de exemplu, la măsurătorile topografice executate de noi în bazinul carbonifer Cîmpulung-Muscel am utilizat teodolit Wild de 2^{cc} și nivel Zeiss NI 030.

Una dintre cele mai importante lucrări o constituie corelarea cît mai exactă dintre suprafață și subteran, prin diferite căi: transmiterea coordonatelor printr-un singur puț, prin două puțuri, prin galerie de coastă, aplicînd diferite metode și instrumente.

Pe cît este posibil, reperele fixe din capetele fiecărei linii de profil trebuie să se încadreze în rețeaua locală de triangulație, pentru a avea o precizie cît mai mare, precum și a ușura verificarea periodică a reperelor fixe. În cazul cînd aceasta nu este posibil se recomandă legarea reperelor fixe cu punctele de triangulație prin poligonații de mare precizie.

D. Amplasarea reperelor de observare

Locul de amplasare a stației de observare este în funcție de condițiile de relief și de poziția abatajului ales de a fi urmărit.

Această stație trebuie să îndeplinească următoarele condiții: să fie deasupra abatajului respectiv, terenul să fie cît mai orizontal și descoperit pentru a avea o vizibilitate cît mai bună, ferit de eventuale alunecări de teren și cît mai puțin accidentat, pentru a ușura măsurătorile topografice. Stația de observare poate fi foarte variată, în funcție de forma și metoda de exploatare.

În general, stația este formată din una sau mai multe linii de profil, care la rîndul lor pot fi linii drepte sau frînte (pe cît posibil se evită linia de profil frîntă). Liniile de profil se amplasează paralel cu direcția zăcămîntului și perpendicular pe ea, adică după linia de cea mai mare pantă a stratului.

La plantarea reperelor trebuie ținut seama de următorii factori. Distanța între repere se ia în funcție de adîncimea la care se află abatajele. Zona de influență a scufundării se calculează aproximativ cu valorile $\beta - \Delta\beta$, $\gamma - 20°$ și $\delta - 20°$, unde $\Delta\beta = 18° - 0{,}15\ \alpha$; α este unghiul de înclinare a stratului. Reperele fixe, față de care se leagă capetele aliniamentului (liniile de profil) trebuie amplasate la 50—150 m în afara zonei de influență posibilă.

Pentru stabilirea distanțelor între repere redăm recomandările din literatura sovietică, stabilite în funcție de adîncimea de exploatare (tabela 1).

În figura 3, este redată o secțiune prin liniile de profil, pentru stația Berevoești.

Tabela 1

Adîncimea medie a abatajului, m	Distanța între repere, m
Pînă la 50	5
50—100	10
100—200	15
200—300	20
300—400	25
peste 400	30

Reperele de observare pot fi confecționate din țevi de oțel, din lemn și din beton. Diametrul reperului variază în funcție de rezistența și greu-

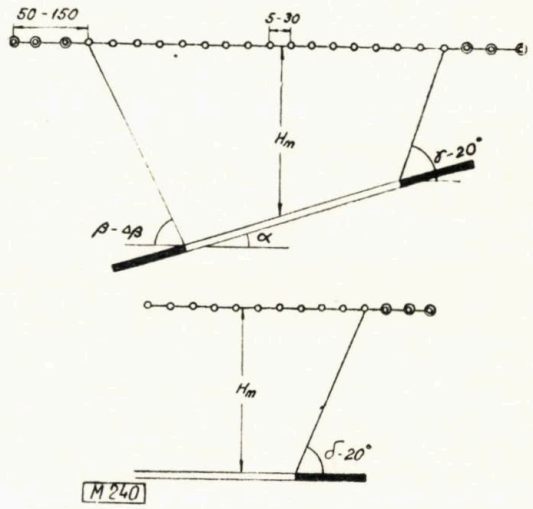


Fig. 3. Secțiune prin liniile de profil.

tatea materialului din care se confecționează, iar lungimea lor trebuie să fie mai mare decît adîncimea nivelului de îngheț al solului. Forma și dimensiunile reperelor de la stația Berevoești sînt redate în figura 4.

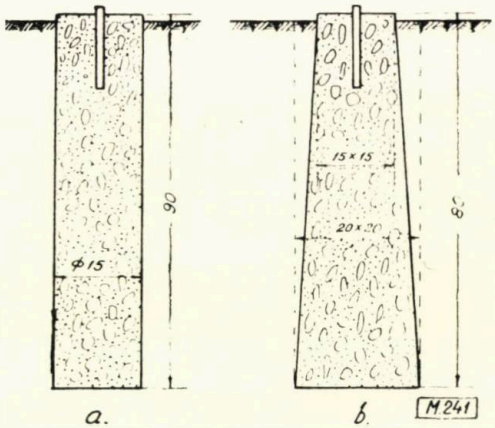


Fig. 4. Repere de observație:
a — reper propus; *b* — reper folosit.

E. Observarea mișcării reperelor

Înainte de a se începe urmărirea mișcărilor, trebuie executată o ridicare a stației de observare, de unde se vor stabili precis cele trei

coordonate ale tuturor reperelor, determinînd cele trei coordonate inițiale. Astfel de ridicări se vor executa de cîteva ori, în timp, pentru a avea o situație concretă a stației de observare.

Durata mișcărilor variază în funcție de adîncimea medie la care se face exploatarea; pînă la adîncimea de 100 m — 1 an, de la 100 pînă la 200 m adîncime — 1—2 ani, de la 200 pînă la 300 m adîncime — 2—3 ani, peste 300 m adîncime — 3—5 ani.

În literatura sovietică se arată durata aproximativă a perioadei active a mișcărilor, în funcție de adîncimea și înclinarea stratului exploatat, după cum rezultă din tabela 2.

Tabela 2

Adîncimea, m	Durata mișcărilor luni	Perioada deformațiilor periculoase, luni	
		la înclinări mici și medii	la înclinări mari
Pînă la 100	12	3	4
200	24	4	6
300	36	6	8
400	48	4	6
Peste 500	60	2	4

Observarea mișcării reperelor, atît pe verticală cît și pe orizontală, se face periodic, în funcție de mărimea și viteza de mișcare a reperelor. Pe verticală se face prin măsurători de nivelment de precizie, din două în două săptămîni, la începutul activității; de la perioada incipientă, mai ales în perioada activă, trebuie executate măsurători cel puțin o dată pe săptămînă, iar după un timp

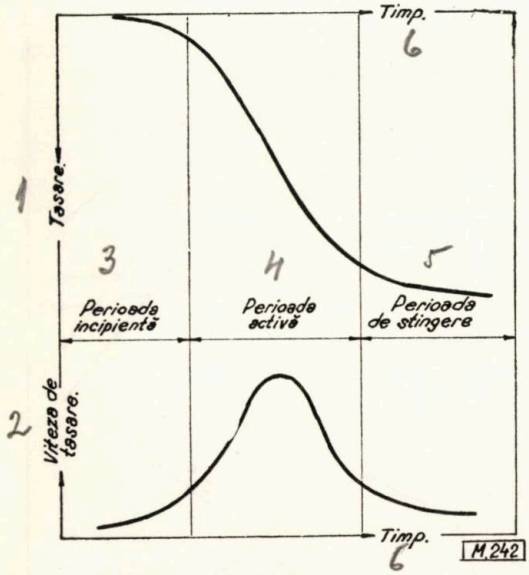


Fig. 5. Graficul de tasare

de la perioada de stingere, măsurătorile se pot efectua o dată pe lună, în final ajungînd să se efectueze la 2—3 luni. Pe orizontală este suficient dacă se măsoară numai distanța între repere, în lungul fiecărei linii de profil. Totuși, este bine dacă se fac și ridicări planimetrice, pentru a se putea cunoaște mai exact mișcarea complexă a rocilor acoperitoare. Această ridicare planimetrică se poate executa fie prin intersecții, fie folosind gradientul unghiului.

Ca precizie a măsurătorilor se recomandă următoarele: ± 5 mm, în cazul nivelmentului cînd lungimea liniei de profil este de 200—300 m, ținînd seama de numărul reperelor de pe linia de profil: 1/5 000—1/10 000 la măsurătorile de distanțe. Ambele se referă la două măsurători consecutive paralele.

În afară de măsurătorile topografice arătate, se recomandă observarea fenomenului de rupere a suprafeței, a distanței între liniile de ruptură, a locului producerii rupturii, a producerii prăbușirilor secundare în subteran și chiar și a comportării susținerii etc.

II. DETERMINAREA UNGHIURILOR SCUFUNDĂRII

Zona afectată de mișcări are forma unui trunchi de con întors, numit pîlnia de scufundare. Unghiul format de planul orizontal și generatoarea pîlniei se numește unghiul de scufundare.

Pentru însemnarea lor, în sensul liniei de cea mai mare pantă (sau înclinări) și al direcției stratului exploatat, se folosesc următoarele notații consacrate: β — unghiul de scufundare în avalul golului, γ — unghiul de scufundare în amontele golului, δ — unghiul de scufundare în direcția golului (stratului).

Mai în interiorul pîlniei apare linia de fractură, înclinată sub un unghi numit unghiul de ruptură (β_r, γ_r, δ_r). Între cele două valori — unghiul de scufundare și unghiul de rupere—se situează unghiul convențional de scufundare care limitează mișcările periculoase. Aceste unghiuri pot lua valori diferite, în funcție de gradul de protecție a construcțiilor de la suprafață sau din subteran.

Cele trei unghiuri — de rupere, scufundare și convențional — se determină cu ajutorul curbelor principale de scufundare, al pantei relative, al curbei deformărilor orizontale și al neregularităților pantei. Aceste curbe se obțin direct prin măsurători de nivelment și de distanțe între repere.

Curba principală de scufundare se obține direct prin măsurători de nivelment. Curba pantei relative se obține prin raportul dintre diferența de nivel între repere, Δh, și distanța între aceste repere $1 : S' = \frac{\Delta h}{l}$ mm/m. Curba neregularității pantei se obține prin diferența a două valori succesive ale pantei relative. Deformarea orizontală se obține prin raportul dintre mărimea alungirilor sau comprimărilor față de distanța inițială dintre repere: $\varepsilon' = \frac{\Delta l}{l}$ mm/m. Deplasarea orizontală a reperelor se obține prin diferența distanțe-

lor de la punctul fix pînă la reperul considerat, AB, măsurată înaintea începerii mișcărilor, și distanța măsurată dintre punctul fix și același reper, măsurată în timpul mișcărilor, $A'B'$: $\varepsilon = A'B' - AB$ mm/m.

Curbele caracteristice de mai sus sînt redate grafic în figura 6, iar schema de calcul în figura 7, *a* și *b*.

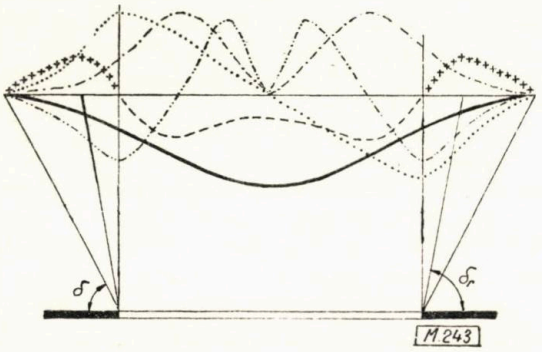


Fig. 6. Reprezentarea curbelor principale:
——— scufundare ; 1
—.—.—. pantă relativă ; 2
— . . — curbură (neregularitatea pantei) ; 3
. . . . deplasare orizontală ; 4
+ + + tensiune ; 5
— — — compresiune. 6

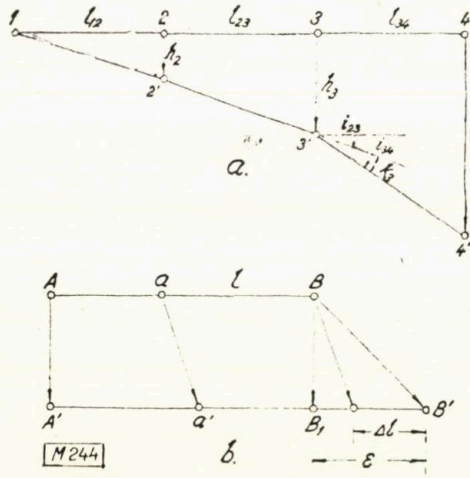


Fig. 7.
a — schema pentru calculul deformației verticale ;
b — schema pentru calculul deformației orizontale.

Din punct de vedere analitic, curba principală de scufundare este o funcție continuă și deci este derivabilă. Prin derivare obținem curba pantei relative S', iar prin derivarea a doua a funcției inițiale obținem curba curburii sau a neregularității pantei. Apoi, din măsurătorile de distanțe obținem curba deplasării orizontale, care este și ea o funcție continuă. Prin derivarea acestei funcții obținem curba deformațiilor orizontale.

Prin urmare, săgeții maxime de scufundare îi corespunde valoarea zero a pantei relative; la valoarea maximă a pantei relative corespunde valoarea zero a curburii; la valoarea maximă a curbei de deplasare orizontale corespunde valoarea zero a curbei de deformare orizontală. Totuși, pot exista anumite neconcordări, fie din cauza erorilor de măsurare (mai rar), fie din cauza anumitor mișcări perturbante produse în urma alunecărilor de teren. Priceperea de a separa aceste mișcări perturbante de cele datorite influenței exploatării este în funcție de experiența și puterea de pătrundere a operatorului.

Tehnica efectuării calculelor pentru obținerea elementelor mecanice ale curbelor arătate este redată în tabela 3.

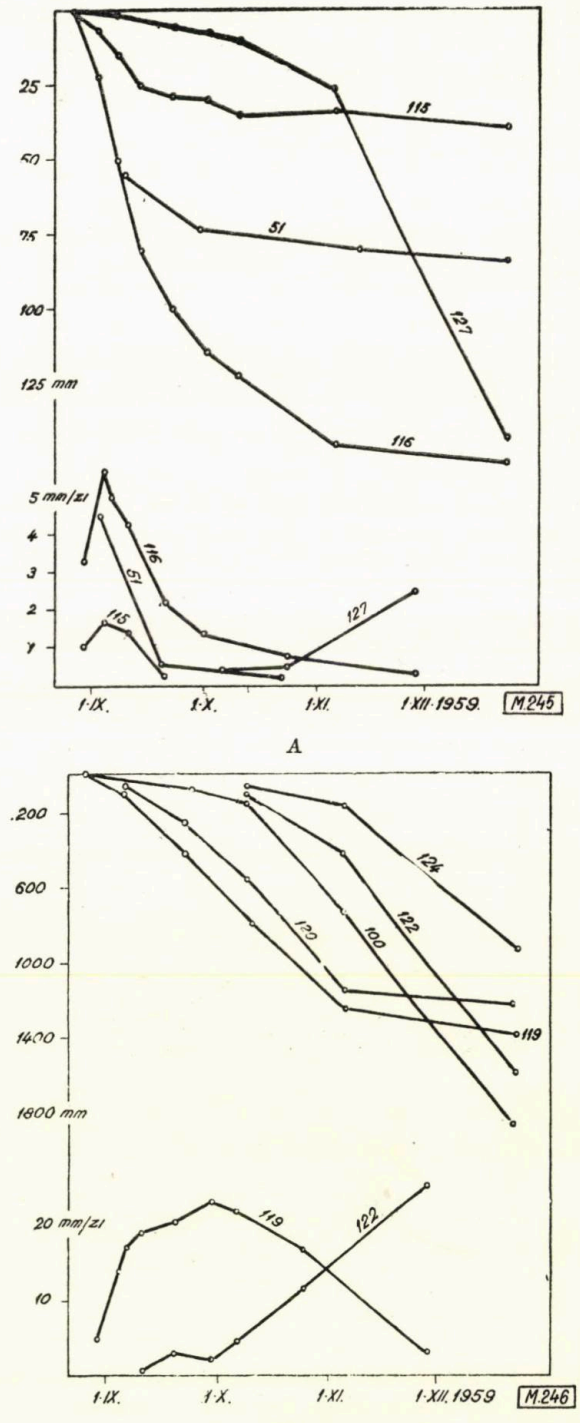


Fig. 8, *A* și *B*. Diagrama de scufundare a reperelor.

Tabela 3

Nr. reper	Cota reperelor la		Tasare S mm (3 − 2)	Panta mm	Panta S' mm/m (5 : 8)	Curbura S'' mm/m	Distanța dintre repere la			Deplas. orizont. mm (11 − 9)	Deform. orizont. mm (10 − 8)	Deform. orizont. mm/m (13 : 8)	Viteza de scufundare a reperelor în perioada	
							03.08.1959		19.12.1959					
	25.08.59	21.12.59											25.08.59 / 21.12.59	05.11.59 / 21.12.59
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
G	523,261	523,261	0	0	0	0	9,944	0	9,950	0	0	6	+ 0,6		
89	522,715	522,715	0	0	0	− 0,4	10,106	9,944	10,113	9,950	+ 6	7	+ 0,7		
90	521,941	521,937	− 4	− 4	− 0,4	+ 0,4	9,988	20,050	9,995	20,063	+ 13	7	+ 0,7		
91	520,781	520,777	− 4	0	0	+ 0,1	9,944	30,038	9,954	30,058	+ 20	10	+ 1,0		
92	520,225	520,220	− 5	− 1	− 0,1	− 0,7	10,021	39,982	10,070	40,012	+ 30	49	+ 4,9		
93	520,488	520,465	− 23	− 18	− 1,8	+ 1,1	9,427	50,003	9,444	50,082	+ 79	17	+ 1,7		
94	519,759	519,729	− 30	− 7	− 0,7	+ 9,8	10,611	59,430	10,830	59,526	+ 96	+ 219	+ 19,9	1,2	0,7
95	518,486	518,341	− 145	− 115	− 10,5	+ 6,0	10,083	70,041	10,100	70,356	+ 315	+ 17	+ 1,7	1,8	2,1
96	517,183	516,993	− 190	− 45	− 4,5	− 24,2	12,492	80,124	12,720	80,456	+ 332	+ 228	+ 19,0	4,7	8,7
97	517,510	516,947	− 563	− 373	− 287	− 36,5	7,618	92,616	7,605	93,176	+ 560	− 13	− 1,9	9,1	16,9
98	518,156	517,071	− 1 085	− 522	− 65,2	+ 20,0	10,071	100,234	9,851	100,781	+ 547	− 220	− 22,0	12,9	20,3
99	520,039	518,502	− 1 537	− 452	− 45,2	+ 11,3	10,007	110,305	9,784	110,632	+ 327	− 222	− 22,3	15,8	24,4
100	519,821	517,945	− 1 876	− 339	− 33,9	+ 42,2	9,862	120,312	9,732	120,416	+ 104	− 130	− 13,0	15,1	22,8
101	519,336	517,543	− 1 793	+ 83	+ 8,3	− 2,7	10,052	130,174	9,975	130,148	− 26	− 77	− 7,7	14,6	23,9
102	518,937	517,200	− 1 737	+ 56	+ 5,6	+ 4,4	9,818	140,226	9,724	140,123	− 103	− 94	− 9,4	13,7	23,7
103	518,624	516,987	− 1 637	+ 100	+ 10,0	+ 7,8	10,182	150,044	10,079	149,847	− 197	− 103	− 10,3	12,3	21,7
104	517,777	516,315	− 1 462	+ 175	+ 17,5	+ 4,9	9,928	160,226	9,743	159,926	− 300	− 185	− 18,5	10,4	18,8
105	517,841	516,603	− 1 238	+ 224	+ 22,4	+ 5,6	10,102	170,154	10,113	169,669	− 487	− 11	− 1,1	8,0	13,9
106	517,969	517,011	− 958	+ 280	+ 28,0	+ 4,0	9,706	180,256	9,784	179,782	− 474	+ 78	+ 7,8	5,4	8,4
107	518,201	517,563	− 638	+ 320	+ 32,0	+ 14,3	10,256	189,962	10,523	189,566	− 396	+ 267	+ 26,7	1,0	2,0
108	517,737	517,612	− 125	+ 513	+ 46,3	− 35,0	8,522	200,218	8,630	200,089	− 126	+ 108	+ 13,5		
109	517,297	517,274	− 23	+ 102	+ 11,3	− 9,5	11,499	208,740	11,498	208,719	− 21	+ 1	+ 0,1		
110	515,823	515,826	− 3	+ 20	+ 1,8	− 1,4	8,510	220,239	8,520	220,217	− 22	+ 10	+ 1,2		
111	514,612	514,613	+ 1	+ 4	+ 0,4	− 0,3	11,338	228,749	11,349	228,737	− 12	+ 11	+ 1,0		
112	513,637	513,629	+ 2	+ 1	+ 0,1	− 0,3	8,649	240,087	8,650	240,086	− 1	+ 1	+ 0,1		
H	513,381	513,381	± 0	± 2	± 0,2	0		248,736		248,736	0				

În figura 9 este reprezentată linia de profil *G—H*, cuprinzînd reperele *G 89* pînă la *112 H*, repere ale căror cote inițiale și finale, cît și distanțele între repere, pot fi urmărite în tabela 3.

A. Determinarea unghiului de ruptură

Unghiurile de ruptură s-au obținut prin măsurarea unghiului format între planul orizontal și planul care leagă marginea golului subteran cu crăpătura de la suprafață.

În mod normal, crăpăturile la suprafață apar în zona tensiunilor maxime din curba deformațiilor orizontale.

Totuși, pot exista anumite devieri, crăpăturile să apară deviate față de punctele cu tensiunea maximă, fie către exteriorul albiei de scufundare, fie către interiorul ei. În măsurătorile noastre rupturile au coincis cu tensiunile maxime, în cazul liniilor de profil *0—69* (între reperele *50—51)* K—134 (în dreptul reperului *116)* și la mijlocul distanței între reperele *125—126*, în cazul liniilor de profil *A—22*. *E″—F* și *G—H* rupturile au fost deviate față de punctele cu tensiunea maximă.

În toate cazurile, la stabilirea unghiurilor de ruptură am ținut cont de punctul unde a apărut crăpătura. Astfel am obținut unghiurile de ruptură ale căror valori sînt redate în tabela 4.

Tabela 4

Liniile de profil	Unghiuri de ruptură, grade
A—22	84
D—69	83
E″—F	63
G—H	82
K—134	83

În concluzie, ținînd seama de condițiile reale ale bazinului, putem considera că valoarea medie a unghiului de ruptură este de 82°.

B. Determinarea unghiului de scufundare

Unghiul de scufundare se obține prin măsurarea unghiului format între planul orizontal și generatoarea pîlniei de scufundare. Acest unghi arată limita extremă pînă la care se extind mișcările. Dincolo de această limită nu apar nici un fel de mișcări. Acest unghi, din punct de vedere practic, nu se poate stabili cu precizie. Importanța lui practică este minimă. Aceste unghiuri fiind prea mici, ar fi neeconomic de a se ține seama de valorile lor pentru rezolvarea diferitelor probleme în legătură cu protecția construcțiilor de la suprafață.

Din măsurătorile noastre au rezultat valorile unghiurilor de scufundare din tabela 5.

Tabela 5

Liniile de profil	β	γ	δ
A—22	—	—	55
D—69	55—59	45—52	—
G—H	54	46	—
K—134	—	—	49—60 49—54

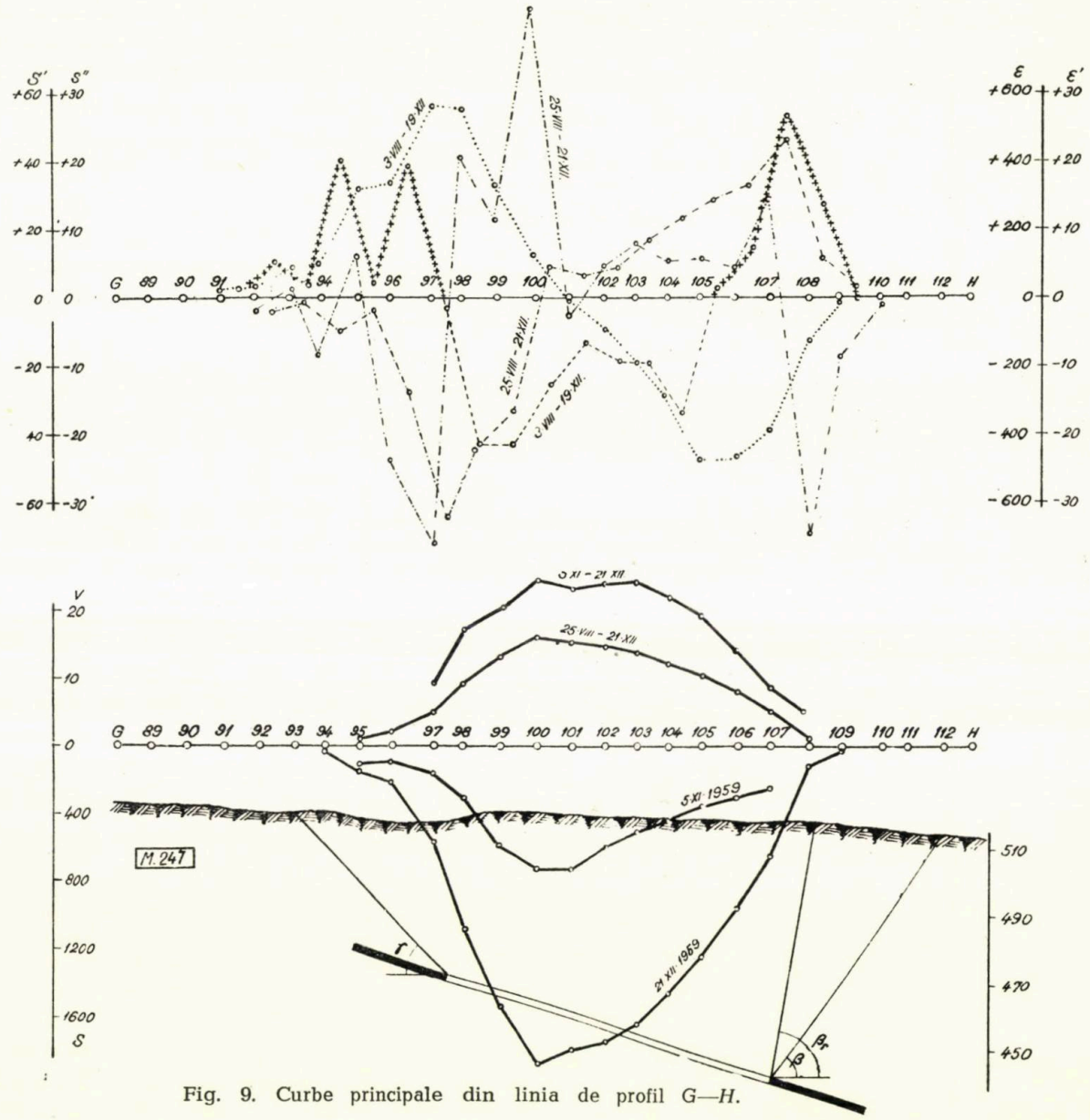


Fig. 9. Curbe principale din linia de profil *G—H*.

Diferențele dintre unghiurile de rupere și cele de scufundare sînt redate în tabela 6.

Tabela 6

Liniile de profil	Diferența unghiurilor, în grade		
	β	γ	δ
A—22	—	—	59
D—69	24—28	—	—
G—H	26	—	—
K—134	—	—	22—23

După cum se vede din tabela 6, diferențele dintre unghiurile de rupere și cele de scufundare pentru bazinul Cîmpulung-Muscel sînt cuprinse între 22—33°. Pentru bazinul Donețului aceste diferențe ajung pînă la 20°, iar în Ruhr sînt cuprinse între 5—15°. În tot cazul aceste diferențe dintre valorile unghiurilor sînt în funcție de înclinarea și grosimea straturilor, precum și de natura rocilor și de adîncimea de exploatare. Cu cît rocile sînt mai slabe, cu atît și diferențele sînt mai mari.

C. **Determinarea unghiului convențional de scufundare**

Din punct de vedere tehnic-minier, unghiul convențional de scufundare are cea mai mare importanță. Acest unghi delimitează limita mișcărilor periculoase pentru construcții și clădiri de la suprafața minelor.

În funcție de importanța lor, normele sovietice stabilesc patru categorii de construcții și clădiri de la suprafața minelor, pentru care admit ca mișcări nepericuloase valorile redate în tabela 7.

În urma măsurătorilor s-au stabilit punctele pentru care valorile curbelor caracteristice S', S'' sînt egale cu valorile arătate în tabela 7 și prin unirea acestor puncte cu marginea golului, s-au determinat unghiurile convenționale de scufundare față de planul orizontal. Evident, în funcție de categoriile construcțiilor vom putea avea patru valori pentru fiecare unghi convențional de scufundare.

Pe baza rezultatelor obținute în tabela 8 sînt redate, valorile unghiurilor convenționale de scufundare pentru cele patru categorii de construcții.

Ținînd cont de condițiile de teren și de desfășurarea mișcărilor, valorile unghiurilor obținute în tabela 8 trebuie corectate.

Tabela 7

Gradul de protejare după categoria construcțiilor	Valorile curbelor		Caracteristici, mm/m
	S'	S''	ε'
I	4	2	1—2
II	8	4	3
III	12	6	6
IV	20	8	10

În urma corecturilor se obțin valorile definitive, redate în tabela 9.

D. **Verificarea practică a diferitelor relații matematice**

Măsurătorile practice pe teren, în general, sînt anevoioase și de lungă durată, necesită aparate de mare precizie și operatori bine calificați. De asemenea posibilitatea amplasării stațiilor de observare, este în funcție de condițiile de teren, care uneori poate fi impropriu pentru

Tabela 8

Unghiurile convenționale de scufundare	Liniile de profil	Felul curbei	Categoriile construcțiilor				Observații
			I	*II*	*III*	*IV*	
1	2	3	4	5	6	7	8
β_c	*D—69*	S'	78°	—	—	—	
		S''	70°	78°	—	—	
			63°	69°	75°	79°	
	D—H	S'	74°	76°	79°	81°	
		S''	67°	71°	72°	74°	Mișcările nu sînt stinse
			71°	73°	74°	76°	
γ_c	*D—69*	S'	68°	77°	—	—	
		S''	54°	58°	63°	69°	
			52—60°	70°	83°	—	
	G—H	S'	—	—	—	—	
		S''	—	—	—	73°	Mișcările nu sînt stinse
			—	—	—	82°	
δ_c	*A—22*	S'	82°	—	—	—	
		S''	81°	—	—	—	
			68°	70°	72°	76°	
	K—134	S'	67°	72°	78°	85°	
		S''	60°	64°	67°	71°	
			69—78°	73—79°	80°	82°	
	K—134	S'	58—68°	60—69°	71°	74°	
		S''	55—62°	56—66°	58—67°	59—68°	
			54°	56°	57—68°	58—69°	

Tabela 9

	β_c	γ_c	δ_c
I	63	68	67
II	70	72	71
III	75	77	76
IV	81	82	80

măsurători (teren accidentat, acoperit etc). În practica de toate zilele se ivește cazul necesității de a cunoaște anumiți parametri caracteristici. Cum s-a arătat mai sus, problema scufundării poate fi tratată și teoretic. Este bine ca înainte de a efectua calculele teoretice să existe date practice, obținute din măsurători, pe baza cărora să se poată face o verificare a relațiilor matematice, găsind relațiile care pot fi aplicate cu succes pentru bazinul în care au existat măsurători practice. În acest sens vom încerca să facem o comparare a rezultatelor noastre cu rezultatele diferitelor relații matematice propuse de diferiți autori și să recomandăm pentru viitor folosirea celor mai corespunzătoare relații matematice.

Din punctul de vedere al dezvoltării, albiile de scufundare au, atunci cînd exploatarea este continuă și decurge normal, trei stadii. Pentru a ajunge la această împărțire s-a plecat de la raportul dintre mărimea golului, deci a ariei abatajelor sau a cîmpului exploatat, și înălțimea pe care ar avea-o un presupus picior de siguranță, a cărui bază ar fi chiar aria cîmpului exploatat. Aceste stadii se notează prin litera n și au valorile $n>1$, $n=1$, $n<1$.

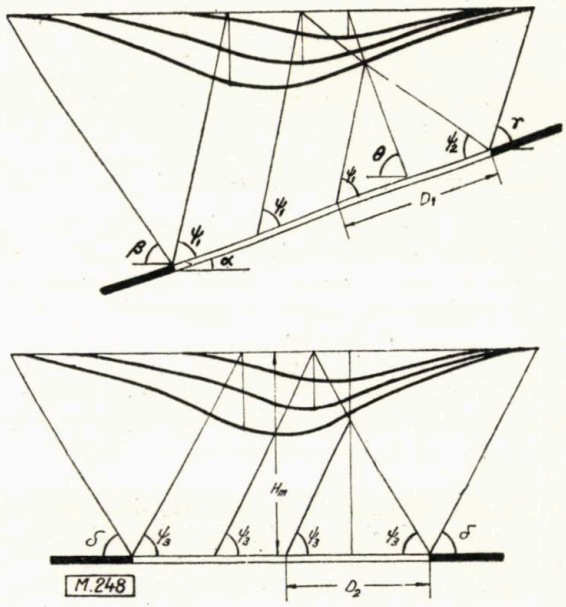


Fig. 10. Secțiunea albiei de scufundare

Tabela 10

Nr.	Autor	Formula	Explicația formulei și valoarea reală	Valori calculate	Valori determinate prin măsurători
1	2	3	4	5	6
1	Medeanțev	$\eta_m = \frac{l \cdot 7\ m}{1 + 1{,}55 \cdot \frac{H}{D}}$	D — lungimea frontului pe înclinare, 100 m; m — grosimea stratului, 2,2 m; H — adîncimea medie, 70 m	1,824 m	
2	Kolbenkov	$\eta_m = 0{,}6\ m.\ \cos\alpha \cdot \sqrt{n_1 \cdot n_2}$	$n_1 = 0{,}87 \cdot \frac{D_1}{H} = 1{,}45$ $n_2 = 0{,}87 \cdot \frac{D_2}{H} = 1{,}16$ D_1 — lungimea abatajului pe înclinare, 100 m; D_2 — lungimea abatajului pe direcție, 80 m; H — înclinarea stratului, 15°	1,662 m	Tasare maximă: 1,876 m
3	Salustowicz	$\omega_{max} = \eta . m$	$\omega = 0{,}7$ — prin surpare; 0,55—0,005 prin rambleu	1,54 m	
4	Averșin	$i_o = 0{,}8 \cdot \frac{m}{H}$	Formula aplicată în Donbas pentru adîncimea de 150—200 m	29,3 mm/m	Pantă relativă maximă: 65,2 mm/m
5	Averșin	$i_0 = 1{,}7 \cdot \frac{m}{H}$	Formula aplicată în Donbas pentru adîncime mai mare de 200 m	53,5 mm/m	
6	—	$i_0 = 1{,}5 \cdot \frac{m}{H}$		54,9 mm/m	
7	Ghertner	$i_0 = \frac{m}{H}$	Pentru bazinul Donbas	36,6 mm/m	
8	Medeanțev	$i_0 = 2{,}3 \cdot \frac{\eta_m}{L}$	Pentru bazinul Karaganda L — lungimea albiei luată de la unghiul limită, 190 m	22,1 mm/m	

Continuarea tabelei 10

Nr.	Autorul	Formula	Explicaţia formulei şi valoarea reală	Valori calculate	Valori determinate prin măsurători
1	2	3	4	5	6
9	Salustowicz	$T = \frac{\omega_{max}}{H} \cdot \mathrm{tg}\beta$	$\mathrm{tg}\beta = 1{,}5 - 3{,}0$	51,4 mm/m	
10	Ghertner	$K_{on} = 0{,}1 \cdot \frac{m}{H}$		3,1 mm/m	Neregularităţile pantei maxime: 65,0 mm/m
11	Averşin	$K = 1{,}7 \cdot \frac{m}{H^2}$	Pentru bazinul Donbas la adîncime de 150—200 m	0,9 mm/m²	
12	Averşin	$K = 6{,}3 \cdot \frac{\eta_m}{L^2}$	Pentru bazinul Donbas	1,83 mm/m²	
13	Salustowicz	$K = 1{,}52 \frac{\omega_{max}}{H^2} \mathrm{tg}\beta^2$		$19{,}1 \cdot 10^{-4}$ m^{-1}	
14	Kolbenkov	$\xi_{01} = (0{,}3 + 0{,}8 \cdot p)\eta_m$	Pe înclinarea zăcămîntului $p = \mathrm{tg}\alpha - \frac{c \cdot h}{\eta_m} = 0{,}24$ h — grosimea nisipului c — 0,01 pentru $\alpha \leqslant 25°$ 0,02 pentru $\alpha > 25°$ Dacă $p < 1$, se ia egal cu zero	816 mm	Deplasarea orizontală maximă: 1531 mm
15	Kolbenkov	$\xi_{03} = 0{,}3 \cdot \eta_m$	Pe direcţia zăcămîntului	547,2 mm	
16	Ghertner	$\xi_m = q_0 \cdot \eta_0$	Pentru Donbas η_0 — tasarea maximă pentru $\alpha = 15°$, corespunde $q = 0{,}42$	766,1 mm	
17	Averşin	$\xi_0 = K_H \cdot i$	$K_H = (0{,}15 - 0{,}18) \cdot H$ $i_0 = 62{,}2$	671,8 mm	
18	Kolbenkov	$\varepsilon_{op} = (1 + 1{,}5\,p) \cdot \frac{\eta_m}{L}$		27,5 mm/m	Deformarea orizontală maximă: 69,8 mm/m
19	Medeanţev	$\varepsilon_{op} = 0{,}7 \frac{m}{H}$	Pentru înclinări mici	22,0 mm/m	
20	Averşin	$\varepsilon_0 = 2 \cdot \frac{\xi_m}{L}$	Pentru Donbas	17,9 mm/m	
21	Averşin	$\varepsilon_0 = 3 \cdot K_H \cdot \frac{\eta_m}{L^2}$		1,4 mm/m	
22	Salustowicz	$\varepsilon = 0{,}6\ T$		30,8 mm/m	
23	Averşin	$V_u = 2 \cdot \frac{C\eta_m}{H}$	C — avansarea frontului pe lună, 17 m/zi η_m — 1,824 m	10,3 mm/zi	Viteza de tasare maximă: 25,1 mm/zi
24	—	$V_0 = 30 \frac{c \cdot m \cdot \cos\alpha}{H}$		18,1 mm/zi	
25	Kuzneţov	$V = \frac{30 \cdot m \cdot V}{H}$	Pentru Kuzbas V — viteza de avans a frontului, 17 m/zi	16,0 mm/zi	
26	Averşin	$q_0 = \frac{\eta_0}{m}$	η_0 — tasare maximă după Averşin, 1,64 m	0,75 mm	Raportul dintre tasare şi grosimea stratului exploatat: 0,85

Aceşti coeficienţi au următoarele expresii :

$$n_1 = 0{,}9 \cdot \frac{D_1}{H_m}; \quad n_2 = 0{,}9 \cdot \frac{D_2}{H_m}.$$

Aceste valori sînt foarte importante pentru rezolvarea complexă a problemei de scufundare a terenului. Aşa cum se vede din figura 11-*a*, în cazul cînd $n>1$, avem o zonă de scufundare egalată şi uniformă, zonă care este foarte importantă pentru protejarea construcţiilor de la suprafaţă. Aplicînd aceste relaţii, în cazul de faţă, găsim $n>1$. Deci există această zonă de scufundare egalizată şi uniformă.

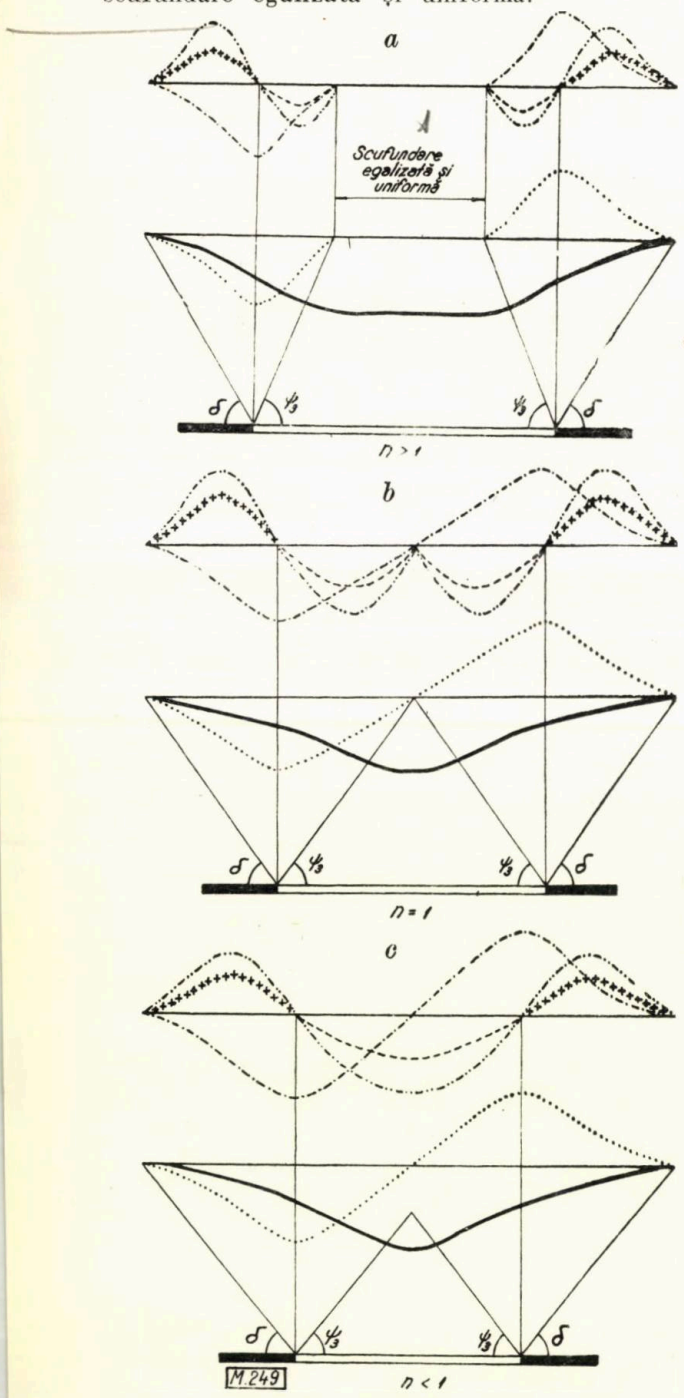


Fig. 11. Curbele principale pentru cazul : *a*—$n>1$; *b*—$n=1$; *c*—$n<1$

În funcţie de această valoare, $n>1$, şi de următoarele relaţii vom calcula toate curbele principale, pe linia de profil *G—H*.

Tasare : $\eta_x = \eta_m \cdot S_{(z)}$.

Panta relativă : $i_x = \pm \frac{\eta_m}{L} \cdot S'_{(z)}$.

Neregularitatea pantei : $K_x = \frac{\eta_m}{L^2} \cdot S''_{(z)}$.

Deplasarea orizontală :

$$\xi_x = \eta_m \cdot F_{(z)} = \eta_m \left[\rho \cdot S_{(z)} \pm \frac{a}{2} \cdot S''_{(z)} \right].$$

Deformarea orizontală :

$$\varepsilon_x = \pm \frac{\eta_m}{L} \cdot F'_{(z)} = \pm \frac{\eta_m}{L} \left[\rho \cdot S'_{(z)} \pm \frac{a}{2} \cdot S''_{(z)} \right].$$

Tabela 11

	η_x	i_x	$K_{\rho x}$	ξ_x	ε_x	$z = \frac{x}{L}$
94	0	0	0	0	0	1,0
95	94	−21,6	+1,75	−169	+12,9	0,8
96	281	−41,0	+1,75	−281	+ 9,6	0,7
97	938	−62,5	0	−281	−11,3	0,5
98	1 595	−41,0	−1,75	+113	−24,2	0,3
99	1 782	−21,6	−1,75	+356	−20,8	0,2
100	1 876	0	0	+563	0	0
101	1 857	+ 3,6	−1,08	+619	− 9,2	0,1
102	1 782	+12,9	−1,75	+732	−12,9	0,2
103	1 595	+24,6	−1,75	+844	−9,6	0,3
104	1 294	+34,0	−1,08	+900	− 0,2	0,4
105	938	+37,5	0	+844	+11,3	0,5
106	582	+34,0	+1,08	+675	+20,4	0,6
107	281	+24,6	+1,75	+450	+24,2	0,7
108	94	+12,9	+1,75	+225	+20,8	0,8
109	19	+ 3,6	+1,08	+ 56	+11,4	0,9
110	0	0	0	0	0	1,0

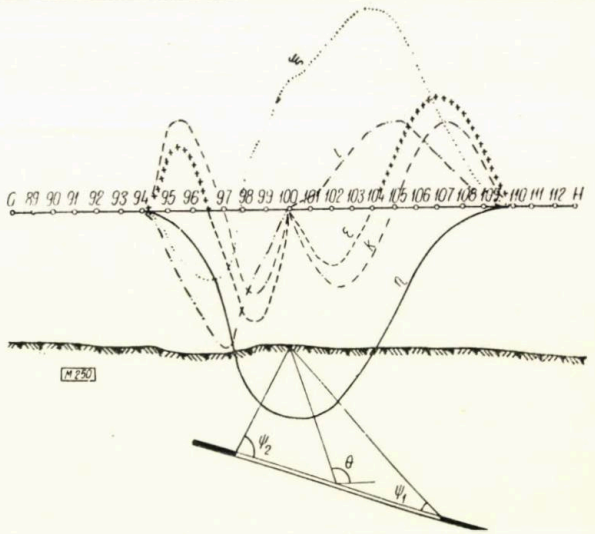


Fig. 12. Curbe caracteristice calculate.

Aceste curbe sînt calculate, în funcţie de valoarea reală a tasării, de 1 876 mm, la reperul nr. 100, pentru ca să ne putem apropia cît mai mult de cele determinate pe baza măsurătorilor topografice. Astfel, observăm că unele sînt foarte aproape de cele reale însă altele nu corespund aproape de loc.

Partea II-a a articolului va fi publicată în nr. 12 din 1961 al Revistei Minelor.

CZ. 622.24.08

Criterii pentru urmărirea și reducerea prețului de cost la forajul cu sondeze pentru minereuri*

Ing. VICTOR DUMITRESCU

După cum nu se poate contesta necesitatea colaborării strînse între tehnician și geolog pentru obținerea unor mai bune rezultate ale lucrărilor de foraj întreprinse, tot astfel tehnica și partea economică nu se pot izola una de alta. Activitatea acestor sectoare trebuie armonizată pentru asigurarea progresului tehnico-economic.

De aceea, prețul de cost trebuie considerat ca cel mai important factor al activității unei întreprinderi. El sintetizează eforturile făcute în toate laturile multilaterale de lucru. În prețul de cost apare gradul de îndeplinire a tuturor indicilor de plan: productivitatea muncii, viteza de foraj realizată, consumul specific de materiale și carburanți, gradul de folosire a instalațiilor, organizarea șantierelor și nivelul tehnic atins — adică oglinda întregii munci depuse.

Este știut că factorul preponderent în prețul de cost este durata forajului. Micșorarea acestei durate prin realizarea unui metraj zilnic sporit influențează imediat prețul de cost, întrucît cheltuielile, funcție de timp, rămîn aceleași, indiferent dacă s-a săpat sau nu.

Examinînd structura prețului de cost, se constată că el se compune din lucrările pregătitoare și finale de montaje, demontaje și lucrările de suprafață.

Săparea propriu-zisă. Materiale, manoperă, energie, transporturi, reparații, amortismente.

Cheltuieli indirecte. Cheltuieli șantiere, cheltuieli generale, sarcini sociale și beneficii.

Lăsînd deoparte lucrările de suprafață și montaje care formează un capitol separat, se constată că șantierul propriu-zis nu are posibilitate de a acționa decît asupra unui număr restrîns de posturi, și anume: asupra consumului de materiale, energie, manoperă și parțial la transporturi — toate acestea însumînd un procent de numai 45%, restul — reparații, amortismente, cheltuieli de șantier și generale, sarcini sociale — fiindu-i decontate de centrală, pe bază de cheie sau defalcări planificate, sau după norme dinainte stabilite.

În articolul de față ne propunem a face, pe de o parte, unele sugestii asupra unor *norme de decontare cu caracter stimulativ* pentru cheltuielile de decontare prin centrală, iar în ceea ce privește materialele vom indica o metodă de control care să conducă la micșorarea consumului lor specific.

Devizele. Devizele de lucru sînt alcătuite pe baza unor norme funcție de tăria rocii, instrumentul de tăiere, adîncime, instalația întrebuințată.

Materialele și manopera reprezintă un procent de 48% din total. În ce privește materialele, se constată că 80% din ele sînt normate pe baza tăriei rocilor întîlnite. Manopera depinde și ea integral de scara acestor tării.

Examinînd tabela de încadrare a rocilor, considerată, în trecut alcătuită din șase grupe (foarte moale, moale, semitare, tare, foarte tare și extratare) se observă că în prezent ea este constituită din 12 categorii (fixate de Comitetul Geologic, 1961. Norme de devize pentru sondeze), care stau la baza calculării devizelor. Rocile sînt clasificate după vîrsta și caracterul lor litologic.

Normele de consum de materiale sînt cuprinse în 16 file de analize, iar cele de timp în 2 file.

În tabela 1 am făcut media normelor de consum specifice și manoperă, acordate de aceste

Tabela 1

Tăria rocii	Grupa	F. Moale	Moale	Semitare		Tare		Foarte tare			Extra tare		
	Categoria	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
Scara normelor în trecut		1	1^5	3		6		10			25		
Normele 1961													
Materiale	Foraj cu aliaje dure	1	2^5	5	7	9	13	20	25	—	—	—	—
	diamante			1	1^3	2	2^5	3^5	4^5	5^5	8	10	13
	alice						1	1^5	1^8	2^4	3^5	6	8
Manoperă	Troliu KAM	1	2	4	5	7	9	12	13	15	26	31	36
	ZIF și B–3	1	2	4	5	7	9	12	14	17	28	37	44

Exponenții reprezintă zecimalele.

* Prețul de cost a diferitelor materiale și al manoperii din cuprinsul acestui articol sînt convenționale. Articolul se supune discuției.

analize tip, în funcție de tăria rocilor, pentru 90% valoric din materiale normate separat pentru forajul cu aliaje dure, diamante sau alice. Manopera a fost indicată în două categorii de trolii.

Notarea s-a făcut luînd ca bază cifra corespunzătoare consumului specific cel mai mic, de materiale respectiv a normei de timp minime pentru roca cea mai slabă (notată cu *1*) astfel încît tabela indică de cîte ori se multiplică normele de consum și manopera pentru rocile din categoriile superioare.

Întrucît devizele sînt actualizate pe baza tăriei rocilor real întîlnite, se vede că totul depinde de aprecierea făcută de geolog asupra categoriei de încadrare a rocilor săpate. O aceeași rocă înscrisă în categoria VIII, dacă se prezintă sub forma alterată și este trecută de geolog ca și cum ar fi fost compactă, intră în calcul cu o analiză de două ori mai mare la materiale și de 1 1/2 ori mai mare la manoperă în prețul planificat față de categoria VI, căreia îi aparține de fapt ca forabilitate.

Pentru precizarea ideii, s-a reprezentat sub formă de diagramă prețul de cost planificat pentru cinci șantiere de sondeze (figura 1) ale unei întreprinderi, luat lunar pe interval de doi ani. El arată variații foarte mari de la o lună la alta, cu toate că trebuia să se mențină în limite foarte apropiate pentru același șantier, dat fiind că pretutindeni s-a lucrat cu 3—5 trolii simultan și că, deci, parcurgerea succesivă a straturilor aceluiași profil implică obținerea de cifre medii.

La un șantier de minereuri *D*, aprecierea rocilor din decembrie a condus la 2 130 lei/m cost planificat, urmată de o rectificare imediată la 1 050 lei/m în ianuarie și trecînd prin cifre majorate — de 1 350, 1 190 și 1 460 — coboară din nou în august la 1 070 lei/m. La șantierul *B* aprecierile inițiale de 750, 940, 640 lei/m sînt urmate de un salt la 860, 1 460 și chiar 2 080 lei/m spre a coborî apoi la 880 lei/m. Chiar și la șantierele de cărbuni, *V* și *R* (ultimul de mică adîncime) se constată variații nejustificate.

Examinînd profilele pe locații comparativ, se vede imediat unde s-a produs eroarea prin deplasarea de la o categorie la alta a rocilor forate. Astfel, la șantierul *C* ponderea tăriilor* la trei locații alăturate, cu profil identic, conduce respectiv la cifre însumate de 1 474, 1 386, 1 017 lei/m pe intervalul 0—100 m și la 1 398, 1 000 și 1 700 lei/m pe intervalul 100—200 m.

Acestea provin din cauza aprecierii diferite făcute atît a celor 85 m gabrou de acoperiș, cît și a celor 7—12 m de banatit.

Din cele de mai sus rezultă că grupa sau categoria stabilită pentru rocă nu corespunde unui anumit timp de foraj sau vitezei mecanice reale. Clasificarea litologică nu poate constitui o metodă rigidă, tăriile apreciate nu se sprijină pe un *criteriu științific* sau de laborator. Este o lipsă de precizie, care conduce la erori și deci la încadrări în analize de prețuri necorespunzătoare situației reale. Se acordă pentru materiale și manoperă norme variabile care nu pot constitui un criteriu unic pentru urmărirea prețului de cost.

Alăturînd constatării de mai sus referitoare la aprecierea tăriei rocilor erorile ce se fac cu înregistrările de materiale, care denaturează consumul real lunar, cu variațiile prețului unitar, cu lipsa unității de măsură unice pentru același material, și apoi greșelile contabile, apare nevoia găsirii unei metode de lucru, care să scoată la iveală automat orice nepotrivire sau eroare produsă. Este ceea ce ne propunem a face, în cele ce urmează, prin:

Metoda tablourilor de evidență și control. În esență, metoda cuprinde două părți și anume: *modul de prezentare a datelor* și apoi *controlul prin comparație.*

Metoda a fost aplicată la sectorul unei întreprinderi care lucrează cu 45—48 trolii în circa 16 șantiere simultan. Se întocmește cîte o fișă pentru fiecare șantier, notînd materialele importante, și anume pe cele care însumează valoric 95% din totalul consumat. În dreptul fiecărei luni (tabela 1) se menționează și numărul de trolii și me-

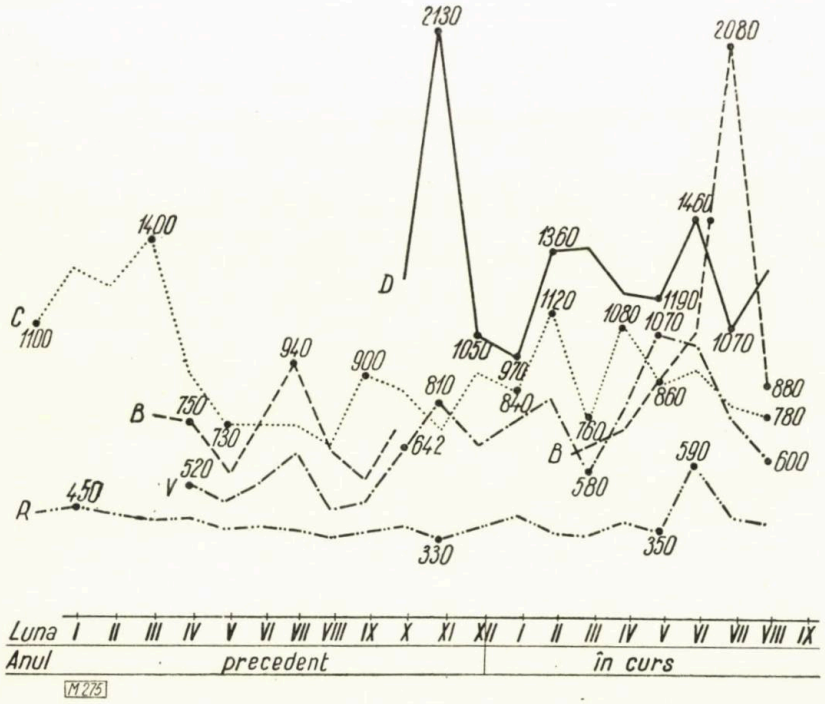


Fig. 1.

* Calculate prin $K_1m_1 + K_2m_2 + K_3m_3$ .. unde K este coeficientul de tărie și *m* metrajul parcurs.

trajul realizat lunar (de exemplu 3 trolii/231 m). Consumul apare lunar, pentru fiecare material cantitativ valoric și specific (adică pe m forat), iar trimestrial el apare și valoric la metru. Notările se fac în cifre întregi și pentru ca tabloul să fie și mai sugestiv și ușor de urmărit, consumul specific se notează : în roșu pe m și în albastru pe 100 m după cum este cazul — spre a evita numeroasele zerouri după virgulă, care apar la consumurile specifice mici și încurcă citirea și claritatea prezentării. În josul tabelei 1 apar două cifre pe fiecare lună, și anume : costul total materiale și costul pe metru forat. De asemenea, aceleași cifre sînt redate trimestrial. Partea de sus a fișei se referă la materialele pentru foraj, iar cea de jos la carburanți și uleiuri. Fișa pliantă urmărește aceste consumuri pe un mare număr de trimestre și, spre a avea o imagine și mai completă, se poate adăuga la începutul ei încă o coloană, care să arate cifrele medii de consum specific și valoric pentru materialele vizate, pe ultimii doi ani. După evidența astfel prezentată urmează :

Controlul cifrelor prin comparație. Pentru exemplificare vom examina fișa șantierului *D* pentru trei trimestre consecutive (tabela 1).

Cifrele medii la materiale arată respectiv 173, 177 și 192 lei/m, pentru cele trei trimestre. Deși ele apar apropiate, urmărind detaliile în sus pe coloană se observă imediat că cele două posturi importante Widia — și frezele (capete carotieră) — au cifre valoric inverse, și anume Widia trimestrul I — 105 lei/m și trimestrul III—41 lei/m, sau împreună cu alicele, respectiv 112 și 56 lei/m pe cînd frezele trimestrul I—9 lei/m și trimestrul III—39,5 lei/m. Tabela scoate în relief detalii pe care însumarea le camufla. Consumul urcat al Widiei, de 7 kg la 100 m, din primul trimestru, a scăzut în trimestrele următoare la 5 și apoi 3, prin schimbarea făcută în modul de inserare a plăcuțelor, în sensul de a le reîntrebuința de 5 ori în loc de 2—3 ori anterior. Tabela 1 a prilejuit o cercetare a problemei și o modificare a procedeului de reparație la atelierul de sudură. Din tabele se observă la frezele carotiere un consum crescînd de la 2 la 4 la 7 bucăți/lună la suta de metri forați ; aceasta s-a datorat insuficienței lungimii lor, care le declasa după un mic număr de întrebuințări. Se vede deopotrivă înregistrarea inegală a magaziei, care dă la ieșire 37 bucăți în iulie, 10 în august, 11 în septembrie, adică pe măsura scoaterii pe teren, deși este știut că aceasta constituie numai o deplasare, iar nu un consum real. Întîlnim aceeași greșală în luna aprilie — 25 freze, față de 1 bucată în mai și 11 în iunie. Din cifre se vede, de asemenea, diferența de preț la Widia, de la o lună la alta ; 1 800 lei/kg în mai și iunie, 1 200 lei/kg în iulie și din nou 1 900 lei/kg în septembrie. Cercetîndu-se, s-a găsit defectuozitatea în operațiile prin cartele și balanța de intrări-ieșiri a contabilității de pe șantier. Se vede, de asemenea, consumul specific exagerat de curele în aprilie, cu 16 m/100 m forați față de 4—5 m/100 m forați în medie. Se știe că o garnitură de curele troliu motor și motor pompă reprezintă 10,5 + 4,5 = 15 m, față de 27 m consumați, adică s-au scos curele pentru două locații într-o singură lună în loc de una la trei luni.

Trecînd la carburanți, se constată că diferența între 84 lei/m, din primul trimestru, și 58 lei/m, din trimestrul III, provine îndeosebi de la motorină, unde în ianuarie și februarie s-au consumat 60 și 55 kg/m forat, în loc de circa 27 kg/m media lunară a trimestrelor următoare. Se poate deduce cu precizie cantitatea arsă în aceste luni de iarnă pentru încălzire pe podul și în interiorul sondezelor. La uleiuri se vede diferența mare de preț unitar : februarie 9,5 lei/m ; martie — 8 lei/m, iar în trimestrul III numai 6 lei/m. Menționăm că aceste fluctuații de preț se datoresc întrebuințării neraționale a grupelor de uleiuri : grupa 400 în locul grupei 300 necesară motoarelor T. N.

Analiza se poate aplica absolut la toate materialele, cunoscînd raporturile normale tehnice : la curele și furtunuri — lungimile pe locație, la ciment — consumul pe metrul de coloană cimentată sau de gaură astupată—la carbid și oxigen atît raportul de 1/2,8 între ele, cît și cel față de numărul de freze inserate, la cutii de probe cu trei despărțituri 0,25—0,3 pe metrul forat etc. De asemenea, valoric se pot analiza costurile, cunoscînd pe dinafară prețurile unitare la cele cîteva materiale importante înscrise în fișe.

Din exemplele citate apare metoda, și anume din analizarea fiecărui post în parte și comparații ies la iveală toate anomaliile și toate erorile. Cercetarea în amănunt la serviciile interesate vine să restabilească situațiunea normală. Astfel, acolo unde apare un consum exagerat de aliaje dure se va proceda imediat la reconsiderarea procedeului tehnologic de foraj sau a modului de inserare a frezelor în atelier. Cînd se constată o variație neverosimilă de preț, se va revedea sistemul de decontare contabilă. Întîrzierile sau anticipările de înregistrare ale magaziei, precum și trecerile de la investiții la materiale de consum, apar și ele în fișe, și magazionerul va fi obligat să reintre în cadrul instrucțiunilor. Punerea în evidență a consumurilor exagerate sau a pierderilor de motorină, cutii de probe, carbid, oxigen, becuri etc., va permite luarea unor măsuri eficiente.

Analizarea acestor tabele, sugestiv prezentate, conduce imediat la ameliorări de ordin tehnic și la procedee mai bune de lucru. Se obțin în scurtă vreme cifre medii de consum specific, conforme cu realitatea de pe teren, care vor intra în uzul tuturor organelor de șantier. Risipa din orice cauză va fi frînată. Rolul acestor *tabele de evidență și control* este prin urmare de a scoate la iveală orice defecțiune produsă în consum, înregistrare sau metodă de lucru.

Procedeul este extensibil. Comparația făcută pentru un șantier, de la o lună la alta, sau pe trimestre, poate fi făcută și între mai multe șantiere, echivalînd cu un schimb de experiență. În tabela 2 am înfățișat 11 șantiere ale unui sector de sondeze, urmărind consumul specific pe patru trimestre, la 11 articole importante.

S, în raport cu consumul planificat, datorit unui procedeu de foraj mai bun.

Raportul oxigen carbid, în loc de 1/2,8 normal, îl găsim 1/1,5 la *S.D.* în trimestrul I, 1/5 la șantierul *B* în trimestrul III, 1/5 la șantierul *S* trimestrul IV (împrumut la terți neînregistrat),

CONSUM SPECI

ȘANTIERUL		*SD*				*D*				*B*				*S*				*R*			
COST PLAN lei/m		1 220				1 210				1 050				1 050				1 000			
Alamă sudură	kg	10	18	17	8	3	7	10	4			5	20	7	9	2	2	1	8	7	7
Widia	kg	10	10	10	9	4	3	8	3			4	5	.	0^5	0^8	1^2	5	6	6	4
Alice	kg			4	3	4	4	2	3			.	2	10	12	9	2	5	3	2	3
Carbid	kg	3	5	4^5	5	5	4^5	4^5	1^5			2	5	4	3	3	2	4	4	2^5	1^5
Oxigen	m^3	2	2^5	2	2	1^5	1	1^5	0^8			0^8	1	1	0^8	1	0^5	1^5	1	0^7	0^7
Trasgel	kg	17	25	18	16	2	6	6	8			5	6	2	5	5	3	12	12	10	8
Ciment	kg	.	1	12	17	17	.	8	2			.	4	20	15	3	7	15	19	10	10
Curele	m	20	30	10	17	17	35	15	8			11	12	5	25	12	8	15	20	10	5
Freze (capete carotiere)	buc	5	8	10	3	20	15	8	10			5	30	10	10	10	4	4	$8\frac{1}{4}$	8	9
Cutii de probe	buc				8^2	1	0^2	0^7	0^5			1	0^7	0^3	0^2	0^4	0^2	0^2	0^3	0^4	0^2
Motorină	kg	65	85	64	38	60	52	50	34			52	98	65	90	38	22	38	45	20	23
Trimestrul		IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III

Anul anterior Tr. IV
Anul în curs Tr. I, II, III
(cifrele în medii trimestriale)

Șantierele au fost trecute în ordinea descrescîndă a prețului de cost planificat, calculat pe media celor 12 luni din anul considerat, luîndu-se ca bază devizele actualizate, adică în funcție de duritatea și adîncimea întîlnită în mod real. În aceste condiții, cifrele devin comparabile, singurul element variabil fiind capitolul transport, care reprezintă o variație de la un șantier la altul de 0—4%. Cifrele, la materialele cu consum specific mare, au fost notate pe metru, iar cele cu consum mic, la suta de metri. Știind că la fiecare șantier se lucrează în medie cu 3—4 troliuri simultan și că prețul a fost planificat în raport cu adîncimile și durităție reale întîlnite, consumurile specifice ar trebui să conducă la cifre medii foarte apropiate pentru șantierele cu același preț planificat. Examinînd tabela 2, constatăm următoarele:

Widia, șantierul *Ș. D.*, consum mediu normal pe cele patru trimestre însă foarte urcat față de șantierul *D*, care are același preț planificat. Șantierul *D*, cu variații mari, 3—8 kg/m forat, de la un trimestru la altul. Șantierul *R* normal. Șantierul *V*, prezintă variații de 3—9 kg/m. De remarcat consumul mic la șantierul

ceea ce denotă, în general ,o risipă nejustificată la carbid.

Trasgel. Se constată risipa făcută la șantierul *S.D.* în trimestrul I și la șantierul *V* în trimestrul I și II.

Capete de carotieră. Predomină înregistrările inegale ale magaziei care pretutindeni lucrează pe bază de ieșiri la locație, nu pe bază de consum efectiv. Se vede, de asemenea consumul exagerat la șantierele *D* și *B*.

Cutiile de probe, în loc de 0,25/m, înregistrează depășiri pretutindeni, cu salturi la 0,6 la șantierele *C*, *R* și *C* și chiar o cutie pe metrul forat la *D* și *B*, adică de patru ori normalul, ceea ce denotă pierderi (ardere, degradare etc.).

Motorina. Aici apare clar consumul prin ardere la locații aproape în toate șantierele în ianuarie și februarie — luni de iarnă.

Alamă de sudură, curele, capete carotiere. Apar diferențe importante de la un trimestru la altul. Acestea sînt cu atît mai grave, cu cît tabela 2 ne dă medii trimestriale, unde erorile și diferențele lunare se compensează în bună parte.

ŞANTIERUL **D.**

CONSUM ANTERIOR ← ANUL ÎN CURS 195z → CONSUMURI DE MATERIALE

ANUL TRIMESTRIAL 195y

Denumirea materialelor	195x m		195y m		I	II	III	IV	Ian. 3/231 m			Febr. 196 m			Mart. 308 m			Trim. I 3/735 m				Apr. 235 m			Mai 358 m			Iunie 359 m			Trim II 3/952 m				Iulie 404 m			August 193 m			Sept. 168 m			Trim. III 3/765 m			
	c/m	val/m	c/m	val/m	c/m	c/m	c/m	c/m	Cant.	Val. lei	c/m	Cant.	Val. lei	c/m	Cant.	Val. lei	c/m	Cant.	Val.	c/m	lei Val./m	Cant	Val.	c/m	Cant	Val.	c/m	Cant.	Val.	c/m	Cant.	Val.	c/m	lei Val./m	Cant.	Val.	c/m	Cant.	Val.	c/m	Cant.	Val.	c/m	Cant.	Val.	c/m	lei Val./m
Alamă sudură kg	6,5	1	7	1	4	4	7	12	30	456	13	32	488	16	41	627	14	103	1 571	14	2	26	403	12	32	500	9	27	412	7	85	1 315	9	1,5	21,5	328	5	19,5	301	10	20,5	291	12	61,5	920	8	1
Widia şi met. dure kg	4,7	73	6	103	4	5	7	7	17,5	28 449	7	14	22 792	7	21,5	25 607	7	53	76 848	7	105	14	25 530	6	16	28 699	4	13	23 190	4	43	77 419	5	81,5	8,5	10 239	2	85	13 880	4	4	7 688	2	21	31 807	3	41
Tuburi carot buc.	2	2	2,5	10	5	2	2	1,5	4	1 569	2	—						4	1 569	0,6	2	7	2 747	3	3	1 177	1				10	3 924	1	4	10	3 774	2	5	1 962	2				15	5 736	2	7,5
Alice kg	3	16	1	5	0,6	2	1	1,5	270	1 439	1	350	1 865	2	310	1 736	1	930	5 040	1	7	250	1 400	1	703	3 794	2	492	2 757	1	1 445	7 951	1,5	8,5	1 245	6 745	3	600	4 550	3	110	739	1	1 955	12 034	3	15,5
Carbid kg	3	8	2	6	1,8	2	1,5	2,5	500	1 500	2	520	1 560	3	680	2 040	2	1 700	5 100	2	7	500	1 500	2	800	2 400	2	600	1 830	2	1 900	5 730	2	6	800	2 260	2	400	1 200	2	600	1 800	4	1 800	5 260	3	7
Oxigen m^3	1	8	0,6	3	0,4	0,4	0,7	0,8	196	1 078	1	146	803	0,7	246	1 353	0,8	588	3 234	0,8	4	186	1 023	0,8	154	847	0,4	250	1 375	0,7	590	3 245	0,6	3,5	376	2 068	0,9	222	1 221	1,1	168	924	1	766	4 293	1	5,5
Trasgel kg	7,5	3,5	14	6	11,5	12	19	12	3 200	1 277	14	6 800	2 516	34	3 100	1 328	10	13 100	5 121	17	8	3 090	1 381	13	4 425	2 018	12	1 650	738	5	9165	4 137	9	4,5	3 760	1 681	9	2 085	934	11	1 850	829	11	7 695	3 444	10	5
Becuri buc.	25	0,5	11	1	7	11	11	16	52	432	23	64	531	32	32	266	10	148	1 229	20	1,5	42	347	18	23	190	7	21	171	6	86	708	9	1	26	299	6	2	29	1				28	328	3	0,5
Humă kg	18	3,5	20	3	29	12	11	29	8 400	1 411	37	17 100	2 873	86	11 300	1 890	37	36 800	6 174	49	8,5	6 750	1 134	28	10 870	1 826	31	3 710	594	10	21 330	3 554	22	4	8 300	1 394	21	6 200	1 042	22	18 500	2 960	110	33 000	5 396	43	7
Ciment kg	2	0,5	13	5	8	15	11	18	—						350	76	1	350	76	0,5		2 800	616	12	5 967	1 313	17				8 767	1 929	9	2	7 000	1 750	17	10 700	2 371	52	1 450	322	9	19 150	4 443	25	5,5
Texrope m									—			1	33	0,5	—			1	33						2	66		1	33		3	99															
Curele m	14	8	11	4	16	7	11	8	16	668	7				14	1 065	5	30	1 733	4	2,5	37	2 782	16	20	752	6	10	345	3	67	3 879	7	4	10	345	2				15	519	10	25	864	3	1
Freze buc.	7	30	4	27	5	7	4	1,5	10	4 320	4				5	2 383	2	15	6 703	2	9	25	16 125	11	1	553		11	6 395	3	37	23 003	4	24	37	20 547	9	10	3 605	2	11	5 720	7	58	29 872	7	39,5
Pietre poliz. buc.	1,5	0,5	1,5	1	3	2	—	0,5	1	200	0,5							1	200			2	88	1	1	201		2	98		5	367	0,5					1	96	—	2	153	—	3	249	—	
Cutii probe buc.	0,5	6	0,4	4	0,4	0,3	0,5	0,4	179	1 756	0,7	165	1 730	0,8	160	1 480	0,5	504	4 966	0,7	6,5	95	932	0,4	25	*Kar. 262	0,1	239	1 912	0,6	359	3 106	0,3	3,5	200	1 960	0,5	100	1000	0,5	80	819	0,5	380	3 779	0,5	5
Furtun armat m	3	3,5	1	3	2,5	0,7	—	1,5	—																1	30		1	30		2	60			42	2 184	10	5	736	3	15	1 112	10	62	4 032	8	5,5
Cablu oţel m	0,2	1	0,3	3	0,3	—	0,1	0,8	—													220	1 870	1				140	1 190	0,4	360	3 060	0,4	3												
Burlane m	10	4,5	—		—	—	—	—	2	177	1							2	177										753						7	1 183	2							7	1 183	1	1,5
Div. materiale, lei		34,5		13						260			* 6 833			651			7 744		10		1 959			* 10 691						* 13 403		14		4 348			* 13 326			* 13 093			30 767		40
Chelt. anticipate lei																										5 500			6 000			11 500		12		2 000			1 296						3 296		4,5
Total materiale		204	lei/m	198						lei 44 892	194		42 024	214		40 522	132		127438		173		59 837	250		60 819	170		47 753	133		168409		177		63 105	159		47 549	246		36 969	220		147623		192
Benzină l	1	2	1	1,5	0,6	0,8	0,6	1,5	413	662	2	200	330	1	228	364	0,7	841	1 345	1,2	2	183	292	0,8	165	264	0,5	647	1 163	1,8	995	1 719	1	2	170	281	0,4	150	240	0,8	120	192	0,7	440	713	0,6	1
Motorină l	40	17	38	16	32	37	33	50	13 990	5 386	60	11 000	4 270	55	10 500	4 044	33	35 490	13 700	47	18	7 895	3 040	33	8 825	3 398	25	9 545	3 818	26	26 265	10 256	27	11	8 280	3 188	20	7 386	2 955	38	5 490	2 196	33	21 156	8 339	27	11
Uleiuri kg	7	31,5	5	23	5	5	3,5	5	1 713	11 086	8	1 385	13 123	7	1 208	9 729	4	4 306	32 938	6	44	1 021	10 484	4	75	7 642	0,2	1 400	13 159	4	2 496	31 285	2,5	33	1 363	10 662	3,5	955	4 861	5	672	3 273	4	2 990	18 796	4	25
Valvolină kg	0,4	1,5	0,4	2,5	0,3	0,8	0,3	0,3	137	602	0,6	98	392	0,5	94	414	0,3	329	1 408	0,4	2	95	418	0,4	102	449	0,3	97	422	0,3	294	1 289	0,3	1	109	474	0,2	48	235	0,2	76	340	0,4	233	1 049	0,3	—
Unsori kg	1	10	1,3	10	0,7	1,5	1,1	1,5	374	3 253	1,5	378	3 284	2	450	4 962	1,5	1 202	11 503	1,5	15	386	6 639	1,5	398	6 368	1,1	440	6 909	1,2	1 224	19 916	1,2	21	394	5 614	1	14	4 779	1,2	309	4 369	1,8	717	14 762	1	20
Total combustibil		62	lei/m	53						1 429 lei 22 418	100		21 399	110		19 513	64		1 429 63 323		3 84		20 873	88		180 90 18 211	52		25 471	71		—96 64 555		68		20 219	50	—666	—666 12 404	64		10 370	62		—666 42 993		—1 58

Consum pe m forat — cifre groase
Consum pe 100 m foraţi — cifre înclinate

Lei/m Anual ☐ Trimestrial ☐ Lunar ☐

* bucşă de troliu

* Descărcător pompă KAM 500

*) sape cu role

Cimentul. Consumul variabil la același șantier, de la un trimestru la altul, își are oarecum explicația în coincidența terminării locațiilor, însă și aici un calcul bazat pe adîncimea sondelor permite controlarea precisă a cantității.

Pe baza constatărilor făcute prin tabela 2 dispecerii vor trebui să analizeze și să remedieze consumurile inegale *între trimestre*, pentru același șantier. Sectorul din centrală, la rîndul său, cu ocazia conferințelor lunare va trebui să analizeze cauzele diferențelor ivite *între șantiere* de aceeași pondere (duritate — adîncime) și să ia măsuri atît de ameliorare a procesului tehnologic, cît și de natură organizatorică.

Norme de decontare. Criteriile după care se fac decontările cheltuielilor trebuie să dea posibilitatea șantierelor ca să acționeze asupra lor, prin modul cum își vor organiza lucrările. Acest principiu trebuie avut în vedere permanent, fiindcă cuantumul acestor cheltuieli reprezintă un procent de peste 50% din prețul de cost.

Reparațiile medii ale utilajelor se decontează șantierelor lunar prin defalcare, pe baza planului de reparații trimestrial, și aceasta indiferent dacă numărul de unități au intrat sau nu în reparații. Ceva mai mult, reparația este decontată la o sumă fixă medie, pe tip de instalație, indiferent de starea în care a fost trimis utilajul la atelier. Ce stimulent mai poate exista între mecanicii șefi din șantiere pentru o bună întreținere? Propunerea ar fi ca față de valoarea medie defalcată pentru reparația unui anumit utilaj, un om de specialitate al atelierului central să stabilească — prin antecalcul — în momentul sosirii utilajului la tranzit, suma necesară reparației în raport cu starea în care el a sosit. Acest maistru competent va fi capabil ca la sfîrșitul trimestrului să ajungă, prin însumare, la cifra totală ce i-a fost alocată pentru acea categorie de utilaj. Suma stabilită de el pentru utilajul respectiv va fi decontată șantierului. Acest procedeu va constitui un imbold pentru șantier, atît în sensul unei mai bune întrețineri, cît și pentru expedieri fără degradări și pierderi sau înlocuiri de piese în momentul trimiterii la reparat.

Amortismentele se vor deconta șantierelor nu numai pentru numărul de utilaje aflate în funcțiune în cursul lunii respective, ci și pentru cele în așteptare sau rezervă, cu excepția celor necesare montajului pe baza unui timp normat. Acest procedeu constituie un stimulent pentru șantier, în sensul debarasării de utilajele de care nu se servește, și ar mări indicele de utilizare a lor.

Balanța contabilă de șantier pentru materiale este o sursă de permanente încurcături și grevări inegale de la o lună la alta. Prețurile vor trebui fixate în centrală sau la depozitul principal, unde se produce manipularea importantă. Aceasta ar crea o situație de stabilitate cu avantaje incontestabile. Prețurile se vor menține aproximativ aceleași, evitîndu-se fluctuațiile de la o lună la alta ; aceasta va îngădui ca ele să fie cunoscute de toți cei ce au de-a face cu materiale: contabili, magazioneri, brigadieri — evitîndu-se

Tabela 1

F I C S O N D E Z E

C				*V*				*C*				*R*				*M*				*CB*			
900				770				430				390				340				300			
1	4	2	2	10	10	4	2	0^{7}	0^{7}	0^{2}	0^{3}	0^{9}	0^{3}	0^{6}	0^{2}	0^{1}	0^{1}	0^{1}	0^{1}	0^{2}	0^{1}	0^{2}	0^{6}
3	2	2	1	3	9	6	5	0^{2}	0^{2}	0^{2}	0^{2}	0^{6}	0^{3}	0^{2}	0^{1}	0^{1}	0^{1}	0^{1}	0^{1}	0^{2}	0^{1}	0^{2}	0^{6}
3	**7**	**3**	**4**																				
2	**2**	**1⁵**	**1⁵**	**2⁵**	**4**	**2**	**1**	**0⁵**	**0⁵**	**0⁵**	**0⁷**	**0²**	**0²**	**0²**	**0¹**	**0¹**	**0²**	**0²**	**0¹**	**0²**	**0³**	**0²**	**0¹**
0⁸	**0⁸**	**0⁷**	**0⁵**	**0⁸**	**1⁵**	**0⁸**	**0⁵**	**0²**	**0³**	**0²**	**0²**	**0¹**	**0¹**	**0¹**	**0¹**	**0¹**	**0¹**	**0¹**	**0¹**	**0¹**	**0¹**	**0¹**	**0¹**
8	**8**	**10**	**9**	**7**	**19**	**25**	**12**	**1**	**4**	**1**	**1**	**2**	**3**	**2**	**2**	**2**	**4**	**2**	**2**	**1**	**3**	**2**	**1**
15	**14**	**14**	**10**	**3**	**6**	**12**	**10**	**8**	**16**	**11**	**10**	**14**	**16**	**13**	**7**	**12**	**15**	**12**	**10**	**7**	**12**	**11**	**10**
7	10	10	3	18	20	7	9	5	6	2	3	4	3	5	5	4	3	4	4	2	.	10	.
3	7	8	4	2	5	4	2	.	1	0^{2}	0^{2}	1^{2}	0^{4}	1	0^{2}	0^{8}	0^{3}	0^{1}	.	0^{2}	0^{8}	0^{6}	0^{2}
0^{3}	**0^{6}**	**0^{6}**	**0^{4}**	**0^{3}**	**0^{6}**	**0^{2}**	**0^{2}**	**0^{3}**	**0^{4}**	**0^{4}**	**0^{4}**	**0^{3}**	**0^{6}**	**0^{4}**	**0^{3}**	**0^{4}**	**0^{5}**	**0^{4}**	**0^{3}**	**0^{6}**	**0^{4}**	**0^{6}**	**0^{3}**
35	**42**	**20**	**30**	**40**	**82**	**30**	**18**	**18**	**40**	**17**	**8**	**6**	**12**	**6**	**6**	**8**	**10**	**8**	**4**	**4**	**12**	**5**	**4**
IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III

Consum pe metru forat : cifre negre
Consum la 100 metri : cifre albe

erorile scriptice actuale. Munca magazionerului și a contabilului de șantier se va reduce considerabil, iar aparatul tehnic va avea prilejul să facă adeseori pe loc o estimare a costului de revenire pentru operațiile sale curente în diferite ipoteze de lucru.

Tăria rocilor va trebui stabilită pe fiecare șantier și pentru fiecare din rocile caracteristice profilului tip al șantierului. În laborator se vor determina greutatea specifică, limita de elasticitate, rezistența la forfecare, așchierea, comprimarea și abrazivitatea — parametri care vor forma baza pentru obținerea indicelui de forabilitate. Chiar dacă la începutul explorării vor lipsi unele date, îndată ce numărul de locații îngăduie alcătuirea unui profil, el poate constitui o bază pentru forajele următoare, cu corectivele necesare. Studii de acest fel au condus deja la rezultate pozitive, atît în U.R.S.S. (Protodiakonov — Comprimarea carotelor și metoda IGD a Academiei de științe a U.R.S.S.), precum și la noi la ICEP (Institutul de cercetări petrolifere). Trebuie perseverat pe această cale, singura care va asigura posibilitatea clasificării tăriei rocilor pe bază de criterii științifice și de laborator. Încadrarea în analizele tip și planificarea prețului de cost nu se va mai face pe aprecieri subiective cu variații inadmisibile și nestimulative.

Concluzii

Materialul expus în cadrul acestui articol se bazează pe exemple concrete, luate dintr-un mare număr de șantiere și pe un interval lung de timp (circa trei ani). Am relevat erorile sistematice ce se fac aproape în toate compartimentele, referitoare la înregistrările, debitările, și consumurile de materiale și, deopotrivă, am relevat caracterul nestimulativ al unor norme de decontare. Am menționat, în deosebi, cazurile care, prin exemplificarea lor, erau susceptibile de generalizare. Erorile de genul celor citate se fac în orice domeniu lucrativ. Ele sînt multilaterale și, în mare parte, sînt inerente activității însăși, astfel încît problema privită în ansamblu nu poate găsi o justificare ușoară în lipsa de pregătire a individului sau în neaplicarea unor instrucțiuni, oricît de bine ar fi alcătuite și repetate prin circulări și ședințe. Trebuie promovată o nouă metodă, care a fost înfățișată în cadrul articolului de față. În esență se propun următoarele:

1. Rectificarea criteriilor actuale de decontare, în sensul de a interesa organele operative la un număr sporit de capitole ale prețului de cost.

2. Stabilirea tăriei rocilor pe bază de încercări și studii de laborator, care să conducă la determinarea indicelui de forabilitate.

3. Urmărirea prețului de cost și în speță a consumului de material — valoric și specific — prin metoda tabelelor de evidență și control. Acestea, prin înfățișarea lor clară și sugestivă, sînt accesibile oricui și scot la iveală orice deficiență. Introducerea lor va avea ca efect antrenarea întregului cadru de personal la o participare activă la toate capitolele acestui important indice economic.

Metoda este aplicabilă oricărei întreprinderi industriale, nu numai de foraj, după stabilirea specificului fiecăreia. Urmărită cu convingere și perseverență, ea va conduce la o coborîre categorică a prețului de cost, a cărui reducere nu o vom mai socoti prin prisma insuficientă a devizelor, ci față de realitățile întîlnite pe teren sau în producție.

CZ. 632.363.2.03 : 622.367.03.

Metodica de probare a zăcămintelor de săruri de potasiu și magneziu din R. P. R.

Ing. AL. BABEȘ

Zăcămintele de săruri de potasiu și magneziu fiind primele zăcăminte de acest gen descoperite în R.P.R., metodica de probare s-a completat și îmbunătățit continuu pe parcursul executării lucrărilor de cercetare, prospecțiune și explorare, urmărind a se adapta specificului deosebit al acestor zăcăminte, tectonizate, respectiv breccifiate, și cu o varietate complexă și neuniformă a mineralizației.

Astfel, prin probarea corespunzătoare a acestui tip de zăcăminte trebuie să se obțină maximum de cunoștințe, atît în ceea ce privește vîrsta, geneza, conținutul chimic și delimitarea intercalațiilor sterile (respectiv a repartiției zonelor de util cu un conținut superior *conținutului minim industrial* stabilit), cît și pentru identificarea mineralelor componente, diagnosticarea rocilor, stabilirea caracterelor structurale și texturale, a gradului de concrescență și a raportului procentual între mineralele prezente.

În ceea ce privește conținutul minim industrial trebuie să observăm că acesta este stabilit funcție de amplasament, de condițiile de zăcămînt, de caracteristicile mineralogice, de conținutul în K_2O și de variația acestuia în zăcămînt, de metoda de exploatare, de fluxul tehnologic de preparare, de condițiile economice locale și însești ale țării beneficiare etc.

Luarea în considerare automat și prin comparație a conținutului minim industrial, stabilit în alte țări și pentru diferite zăcăminte, nu poate fi justă cu atît mai mult cu cît acesta diferă foarte mult (în U.R.S.S. este considerat 9% K_2O și tinde a fi redus la 7%, în R.D.G., instrucțiunile în vigoare din anul 1956, privind valorificarea zăcămintelor de potasiu, prevăd un conținut minim industrial de 6% K_2O etc.).

În concluzie, stabilirea conținutului minim industrial la noi ca și în alte țări trebuie făcută în urma rezultatelor cercetării profunde a condițiilor specifice care să conducă în final la întocmirea studiului tehnico-economic de bază.

Numai avînd aceste date perfect elucidate se pot aprecia just condițiile de valorificare a zăcămîntului și se poate trece la proiectarea deschiderii și exploatării minei, la efectuarea cercetărilor pentru stabilirea fluxului tehnologic de preparare cel mai indicat.

În scopul arătat, pe diverse etape ale cercetărilor, se execută studii micropaleontologice, petrografice și mineralogice, chimice și radiometrice, măsurători de geofizică industrială.

Aceste studii au la bază fie analizele diferitelor probe recoltate din lucrările de cercetare, fie măsurătorile efectuate direct în zăcămînt (metode geofizice).

A. *Recoltarea probelor pentru analize chimice* din zăcămintele cu săruri de potasiu, se efectuează în general după aceleași criterii, atît din lucrările miniere cît și din foraje, cu diferențele corespunzătoare specificului celor două categorii de lucrări.

În lucrările miniere s-au aplicat două metode de recoltare, și anume:

a) prin colectarea prafului rezultat din perforarea găurilor de mină pe întreaga secțiune a galeriei, completat cu fotografierea frontului de lucru în vederea stabilirii procentului de mineralizație și

b) prin săparea brazdelor continue pe unul din pereții galeriilor.

Prima metodă, care ne furnizează date pe fiecare avans în parte, a fost înlocuită prin cea de-a doua, care realizează probarea continuă a zăcămîntului, metodă clasică de recoltare a probelor și care ulterior a fost confirmată ca cea mai indicată și de specialiștii sovietici sosiți în țară pentru asistență tehnică.

Aplicînd această metodă, în toate galeriile transversale în zăcămînt s-au tăiat perpendicular pe înclinarea mineralizației brazde continue, respectînd următoarele indicații:

1. În zonele cu mineralizație omogenă, lungimea brazdei s-a luat pe distanțe egale de 2 m.

2. Lungimea minimă a brazdei, indiferent de mineralizație, este de 0,5 m.

3. În zonele cu diferite tipuri de mineralizație, probele s-au recoltat separat pe fiecare tip de mineralizație (observat macroscopic), respectînd aceleași dimensiuni de mai sus.

4. Se probează intercalațiile de steril pînă la o grosime de 3 m.

În cazul cînd, indiferent de conținut, luat pe un interval mai larg, conținutul mediu ponderat este de minimum 9% K_2O, aceste intercalații sterile sau slab mineralizate se integrează în rezerva propusă spre omologare și vor fi exploatate în totalitate.

5. Probarea intercalațiilor de steril cu grosimea peste 3 m nu este obligatorie.

6. În cazul cînd în zonele de contact cu intercalația de steril mineralizația este diferită, in-

tervalul steril se leagă la zona cu mineralizație mai săracă.

7. Recoltarea probelor trebuie să urmărească îndeaproape înaintarea frontului de lucru (valabil mai ales și la extragerea carotelor din foraje). Aceasta permite cunoașterea calității în pas cu recoltarea lucrărilor de explorare și, ceea ce este mai important, evită denaturarea rezultatelor prin hidratarea sărurilor în contact cu umiditatea din aer (transformarea langbeinitului în picromerit).

Secțiunea optimă a brazdelor s-a determinat experimental, și anume s-au săpat brazde cu secțiuni diferite în același punct și pe diverse zone de mineralizare (10 x 3 ; 10 x 5 ; 5 x 3 ; 5 x 2 cm). Secțiunea 10 x 5 cm, dînd rezultatele cele mai constante, a fost aplicată în recoltarea probelor din lucrări miniere.

Gradul de mărunțire (zdrobire) a materialului recoltat în vederea preparării probelor (pentru obținerea unei omogenități optime) a fost stabilit prin aplicarea formulei $Q = K.\ d^2$, în care : Q — greutatea probei ; d — diametrul de sfărîmare (mm), iar K — un coeficient stabilit pe cale experimentală. În acest scop s-au efectuat repetate cercetări pe probe cu diferite varietăți mineralogice. Fiecare probă cîntărită a fost mărunțită succesiv pînă la diametrele de 20, 15, 10, 5, 3, 2 și 1 mm, omogenizată, redusă prin sfertuire și analizată. Gradul de mărunțire corespunde limitei minime de la care rezultatele analizelor indică un conținut constant în K_2O și care în cazul de față s-a stabilit la 5 mm.

Practic, prin punerea în funcțiune a morilor de laborator la șantierele de explorări, întreg materialul este măcinat sub 1 mm, bine omogenizat în tambure rotative, redus prin sfertuire la două probe a 1 kg, ce se ambalează în borcane parafinate, constituind proba ce se expediază pentru analiză și respectiv proba martor ce se păstrează la șantier.

Pentru circa 15% din totalul probelor analizate se mai execută analize de control intern și extern.

Avînd în vedere volumul extrem de mare al analizelor chimice s-a stabilit ca inițial să se execute analize radiometrice la șantier, controlate apoi tot radiometric la laboratorul central al întreprinderii, după care să se analizeze chimic numai probele cu un conținut mai mare de 5% K_2O.

În lucrările de foraje, probarea se face identic, brazdele fiind înlocuite prin carotele secționate de-a lungul generatricii, o jumătate din carotă fiind păstrată în cutiile de probă inițiale pînă la omologarea rezervelor, iar cealaltă jumătate urmînd calea descrisă pentru materialul din brazdă.

În afara probelor indicate mai sus, care servesc la stabilirea calității zăcămîntului, se mai recoltează *probe pentru cercetări tehnologice de laborator și pilot, precum și pentru stațiunile experimentale*, în vederea aplicării sărurilor brute direct în agricultură. Aceste recoltări se fac pe baza unor teme speciale corespunzătoare scopului urmărit de la caz la caz.

Aplicarea sărurilor brute direct ca îngrășămînt în agricultură este generalizată în U.R.S.S. (toată producția din zăcămîntul de la Stebnik se valorifică în stare brută) și în alte țări producătoare de săruri potasice, cu rezultate bune.

La noi, cercetările făcute în stațiunile experimentale ale Ministerului Agriculturii și I.C.A.R. au dat, după primul an, rezultate încurajatoare, urmînd a se stabili condițiile de teren (calitatea solului, relieful, climatul etc.) la care aceste săruri brute de potasiu pot fi aplicate fără pericolul salinizării solului respectiv, datorită conținutului ridicat în NaCl.

Și în cazul probelor tehnologice sau experimentale, recoltarea se face prin brazde, prin ciupire sau extragere totală din porțiuni convenabil alese, care să satisfacă atît condițiile de calitate cerute (conținut în K_2O), cît și respectiv să cuprindă toate tipurile de mineralizație reprezentative ale zăcămîntului.

B. *Probele pentru analizele micropaleontologice* se iau din steril la intervale din 10 în 10 m și în greutate de circa 1,5 kg.

În laborator se execută asupra acestor probe operațiile succesive de dezagregare, spălare, uscare și culegere a formelor care sînt depuse în celule și apoi studiate la microscop, determinîndu-se genurile și specia.

Din asociațiile de microfosile rezultă vîrsta stratigrafică a formațiunilor străbătute.

Pe baza datelor obținute se întocmesc rapoartele micropaleontologice și tabelele de distribuție a microfaunei.

C. Din toate intervalele în care zăcămîntul este probat chimic se recoltează *eșantioane și pentru analize mineralogice și petrografice*, astfel că fiecare analiză chimică trebuie să aibă corespondentul său în analiza mineralogică și petrografică, care îi servește drept orientare în executarea analizei raționale sau cu care se poate paraleliza.

De asemenea, aceste analize trebuie să conducă la delimitarea zonală a distribuției minerale în zăcămînt, factor esențial pentru proiectarea deschiderii și exploatării minei.

Ca metode de analiză se aplică :

a) analize în pulberi prin metoda imersiei (cu determinarea indicilor de refracție), prin care se identifică mineralele prezente și

b) analize prin secțiuni subțiri, pentru determinarea caracterelor structurale și texturale și respectiv a gradului de concrescență și a raportului procentual între mineralele prezente.

Ultimele sînt deosebit de importante și indispensabile cercetărilor tehnologice de preparare.

În această direcție, rezultatele încercărilor făcute pe minereul potasic de la Tg. Ocna — Gălean, atît la institutele din țară cît și pe pro-

bele trimise în R.P.P. și R.F.G., nu sînt suficient de concludente, tocmai din cauza diversității și neuniformității mineralogice ale zăcămintelor cercetate.

S-au încercat diverse metode de preparare, pornind de la operația deșlamării (sărurile avînd un conținut ridicat în insolubil), hidrociclonare, separare electrostatică, dizolvare la cald și recristalizare în vid, flotație etc.

Recent, pe baza rezultatelor pozitive obținute în urma unor sumare cercetări densimetrice, apare ca indicată aplicarea mediilor dense — metodă care simplifică mult fluxul tehnologic, realizează un preț de cost redus (factor determinant în valorificarea acestor săruri) și necesită un efort minim de investiții.

În afara acestor cercetări s-au trimis probe în U.R.S.S. — la VNIIG-Leningrad — de unde se așteaptă rezultatele ce vor conduce în final la stabilirea metodei de preparare celei mai indicate.

Pe baza analizelor efectuate s-a determinat prezența în zăcămintele noastre potasice a următoarelor minerale: halitul, care ocupă locul cel mai important în zăcămînt; silvina, care este cel mai frecvent mineral potasic, și kainitul care predomină în zăcămintele sulfatice, apoi în proporții mai reduse apar: polihalitul, langbeinitul, picromeritul, epsomitul, kieseritul, leonitul, karnalitul, anhidritul și ghipsul.

Minereurile din zăcămintele noastre se mai caracterizează și prin prezența abundentă a materialului argilos.

În ceea ce privește dimensiunile particulelor, se observă o mare varietate, spre exemplu:

— Halitul — 0,12/0,16 — 0,80/0,85 — 1,25/1,40 — 3.50/3.80 mm.
— Silvina — 0.06/0.09 — 1.70/3.00 — 1,20/5.15 mm.
— Kainitul — 0.24/0.41 — 1,43/1,64 — 4.5/4.8 mm.
— Polihalitul — de la criptocristalin — 0,020/0.025 — 0,120/0.102.
— Leonitul — 0,25/0,32 — 1,43/2,54 — 4,80/5.05 mm.

D. *Metode geofizice de cercetare și probare a zăcămintelor de săruri de potasiu.*

a) Carotajul electric. Operațiile de carotaj electric s-au executat la majoritatea locațiilor din șantierele de explorare pentru sărurile de potasiu.

Metodica de lucru întrebuințată este cea obișnuită în industria petroliferă.

Înregistrările pe teren au fost executate cu ajutorul unei stații semiautomate portabile de carotaj electric cu troliu manual.

S-a folosit un dispozitiv Schlumberger potențial MO, 3A 2B și gradient BO, 3A 2M.

Rezultatele obținute cu ajutorul carotajului electric sînt interesante, aducînd precizări în stabilirea limitelor de sare și a zonelor cu sare gemă, cum și pentru completarea carotajului mecanic pe porțiunile unde recuperajul nu este satisfăcător. Carotajul electric indică prezența și parțial calitatea sării numai în cazul zonelor cu sare compactă, fără a putea pune în evidență cuiburile de sare sau sărurile de potasiu dispersate în marne.

În dreptul sării, curbele de rezistivitate sînt dispuse în diagonală. C_1 arată intrarea în sare, iar C_3 — ieșirea din sare. Din cauza noroiului sărat folosit nu se pot face diferențieri între diferitele formațiuni geologice, ca: argile, marne, gresii. Carotajul electric nu poate separa sarea gemă de sarea de potasiu.

b) Carotajul termic. Operații de termocarotaj s-au executat cu scopul de a se aduce completări în studiul profilului geologic, în determinarea gradientului termic și a treptei geotermice, precum și la detectarea eventualelor iviri de gaze.

Studiul profilului geologic și studierea gradientului geotermic se face prin măsurarea cîmpului termic natural.

Detectarea ivirilor de gaze se face cu ajutorul cîmpurilor termice locale (efectul de răcire).

S-a constatat că temperatura primilor 20—30 m din scoarță este supusă la variații periodice (zilnice, anuale), legate de intensitatea radiației solare.

Sub această limită, creșterea treptată a temperaturii în raport cu adîncimea se caracterizează prin gradientul geotermic.

Variația gradientului termic la traversarea diferitelor roci reflectă variația rezistenței termice corespunzătoare unei variații în structura geologică a profilului cercetat. Această variație se marchează prin variația unghiului de înclinare α în raport cu verticala.

În general, în dreptul argilelor se remarcă un unghi mai mare de abatere de la verticală decît în dreptul gresiilor sau formațiunilor nisipoase.

Din studiul termocarotajelor se observă următoarele:

— între 0,00 m—30,00 m se găsește o zonă neconcludentă, unde se manifestă influențe perturbatoare;

— în zonele de steril s-u obținut pentru α valori cuprinse între 31—33°; gradientul geotermic este de 3° iar treapta geotermică de 33 m.

În zonele din imediata apropiere a masivului de sare α = 52—65°, gradientul geotermic 7°, iar treapta geotermică 12—14 m.

În masivul de sare, α = 25—32°, gradientul geotermic 2,4—3°, iar treapta geotermică de 40—42 m.

c) În cercetarea și probarea zăcămintelor de săruri potasice, în special metodele radiometrice și-au găsit aplicații foarte interesante și importante din punct de vedere economic.

Aceasta a fost posibil datorită existenței radioactivității naturale a potasiului și folosirii radioactivității provocate cu ajutorul surselor radioactive.

Lucrările de cercetare a zăcămintelor de săruri de potasiu prin sonde, sondeze și minerit, în plină dezvoltare, au pus problema elaborării unor

metode industriale pentru dirijarea explorării respectiv pentru determinarea concentrațiilor materialului util pe baza radioactivității izotopului ^{40}K, conținut în potasiul natural.

Metodele de lucru stabilite sînt rapide, folosesc un aparataj simplu și robust și sînt economice.

Pînă în prezent au fost puse la punct două operații de măsurare, și anume:

1. Măsurări de laborator, pe probe recoltate din zăcămînt în vederea determinării cantitative a potasiului (aceleași probe recoltate și preparate pentru analiza chimică).

2. Măsurări în mină, direct în găuri de sondeză orizontale, care se execută asupra activității naturale în scopul prospectării sărurilor de potasiu, calitativ sau cantitativ, după o prealabilă etalonare a aparaturii în condiții geometrice similare cu cele din găurile de sondeze forate de la suprafață.

La baza acestor metode stă diferențierea radioactivității naturale a rocilor, datorită conținutului de substanțe radioactive existente în ele. Potasiul natural are în compoziție trei izotopi — ^{39}K, ^{40}K și ^{41}K — dintre care izotopul ^{40}K, în proporția de 0,0119%, este radioactiv.

Determinarea activității potasiului se face cu ajutorul radiațiilor β și γ.

1. *Măsurători radiometrice de laborator.* Determinările cantitative ale potasiului în laborator se bazează pe radioactivitatea β naturală a potasiului (izotopul ^{40}K) ce se înregistrează cu ajutorul contoarelor Geiger-Müller și al unui numărător electronic.

Se aplică metoda relativă de dozare radiometrică, comparîndu-se radioactivitatea probei cu aceea a etalonului corespunzător (probă cu un conținut cunoscut de potasiu).

Măsurătorile se execută asupra probelor aduse în stare de pulbere fină.

Din analiza rezultatelor obținute pînă în prezent se pot trage următoarele concluzii:

Metoda de analiză radiometrică este foarte rapidă, puțin costisitoare și destul de precisă, deoarece s-a putut obține o paralelizare între rezultatele radiometrice și cele chimice.

Eroarea între cele două tipuri de rezultate, calculată în raport cu analiza chimică, este de +5% și de maximum 15—20%, erorile mai ridicate afectînd măsurătorile pe probe cu conținut mic în potasiu (3—6% K_2O) și respectiv ridicat în insolubil.

Mai mult chiar, recent, datorită măsurătorilor radiometrice de laborator, efectuate asupra unor probe de săruri de potasiu trimise unui alt laborator chimic ce nu executase pînă în prezent astfel de analize, s-a dovedit greșită executarea analizelor chimice, ale căror rezultate depășeau pînă la de zece ori eroarea maximă stabilită.

Se observă, în general, că analizele radiometrice dau în mod sistematic un conținut în K_2O mai ridicat decît analizele chimice, ceea ce se explică prin faptul că dozarea radiometrică se referă la conținutul global de potasiu din minereu, în timp ce analiza chimică se limitează la determinarea sărurilor de potasiu solubile în apă (cloruri și sulfați).

Din aceeași cauză erori mai mari apar la conținuturile reduse în săruri solubile și respectiv ridicate în insolubil.

2. *Pentru măsurările în găurile de sondeză orizontale din subteran* s-au făcut înregistrări de radiații β cît și de radiații γ.

Datorită penetrabilității mari a radiațiilor ce permit investigarea rocii pe o adîncime mare (circa 200 mm), ceea ce conduce la obținerea unor profile mai fidele, s-a stabilit ca în găurile de sondeze să se execute numai înregistrări gamma.

Atît metoda pentru măsurări cantitative de K_2O în laborator, cît și metoda măsurătorilor radiometrice în găuri orizontale săpate în subteran, au fost puse la punct și în prezent se aplică pe scară industrială.

Aparatura cu care se lucrează în mare parte este proiectată și construită în țară (numărători electronici, diferite sonde pentru înregistrări de radiații β și γ etc.).

Trebuie să remarcăm îndeosebi colaborarea în această direcție cu Institutul de fizică atomică, datorită căreia s-au putut perfecta atît metodele aplicate cît și construcția aparaturii pentru măsurători folosită în practică pe teren.

O dată cu punerea la punct a metodelor menționate s-au început cercetări pentru obținerea de noi informații asupra potasiului din zăcămînt *cu ajutorul izotopilor radioactivi.*

În acest sens se află în curs de definitivare rezultatele măsurătorilor gamma neutronice și gamma—gamma.

Aceste măsurători s-au executat, de asemenea, în găurile de sondeză orizontale, folosindu-se surse de Po-Be pentru $\mu\gamma$ și surse cu ^{60}Co și ^{137}Cs pentru măsurători $\gamma\gamma$.

La determinările gamma neutronice se măsoară radiația γ, care ia naștere la încetinirea și absorbția neutronilor de către mediile cloruroase sau mediile cu mult hidrogen (apă).

În acest fel se pot face diferențieri în lungul găurilor de sondă, între diversele minerale de potasiu care conțin mai multe sau mai puține molecule de apă în constituția lor.

Astfel, se pot separa pe diagramele radiometrice sărurile de tip KCl (silvină) de cele care conțin apă de constituție (karnalită — $KClMg\,Cl_2 6H_2O$).

De asemenea, se pot separa între ele diversele roci ce alcătuiesc sterilul, ca marnele de gresie etc., după comportarea lor față de bombardamentul de neutroni.

În literatura de specialitate se menționează că lungimea de încetinire a neutronilor de la 4,6 MeV la 1 eV pentru NaCl și KCl este de circa 40 cm, în timp ce pentru karnalită este de circa 9 cm, iar pentru apă este de 6 cm. Neutronii încetiniți sînt puternic absorbiți în medii cloru-

roase (lungimea de difuziune în toate sărurile de mai sus este de circa 1 cm, în timp ce în apă este de 2,9 cm). Datorită puternicei absorbții a neutronilor lenți în sărurile cloruroase, se observă o radiație secundară γ, foarte puternică, în dreptul lor. Conținutul apei dispersate în medii cloruroase provoacă o descreștere a lungimii de încetinire și deci o creștere a radiației gamma secundare în măsurătorile în care distanța de la sursa de neutroni la contor este mică (circa 20 cm) și o scădere a radiației gamma secundare în măsurătorile cu distanță mare (circa 60 cm).

În măsurătorile $\gamma\gamma$ prin bombardarea straturilor cu o radiație gamma, intensitatea reflecției radiației împrăștiate la contor va fi dependentă de greutatea specifică a rocii străbătute, dacă radiațiile gamma inițiale vor avea o energie practic monocromatică.

Pentru început s-au luat în considerare numai măsurătorile în găurile orizontale de sondeză din subteran și măsurătorile cantitative în laborator. Ulterior, s-a abordat și problema studierii sistematice a aplicării măsurătorilor radiometrice sub forma carotajului radioactiv gamma și gamma neutronic în sondele și sondezele verticale, săpate atît de la suprafață cît și din subteran.

În această direcție au existat deja unele date din sondele săpate de industria petrolieră, ce întîmplător au trecut prin zone cu potasiu.

Astfel, datorită existenței diagramelor de carotaj radioactiv de la sondele industriei petroliere, s-a putut da o interpretare precisă asupra existenței unui zăcămînt de săruri potasice în Moldova, a cărui importanță deosebită a fost ulterior dovedită prin lucrările de cercetare executate.

Cercetarea sistematică și interpretarea judicioasă a diagramelor de carotaj radioactiv se dodovedesc astfel a fi elemente foarte importante pentru descoperirea unor noi zăcăminte de potasiu.

Practic, întregul complex al rezultatelor probării și aplicării diverselor măsurători de carotaj în lucrările de cercetare prin foraje sînt redate grafic, pentru fiecare locație, pe o planșă cuprinzînd următoarele elemente :

— coloana stratigrafică — ce conține, în afara profilului litologic propriu-zis, rezultatele determinărilor mineralogice, analizelor chimice (pentru K_2O și MgO) și analizelor radiometrice de laborator ;

— diagramele de carotaj electric, carotaj radioactiv, cavernocarotaj și profilul radiometric (pe baza determinărilor de laborator) ;

— măsurătorile de deviere, procentul de recuperaj la forajul în util și în steril.

Analizînd și corelînd aceste date, se constată :

Profilul litologic indică cu precizie intrarea și ieșirea din sare, cît și zonele conținînd sărurile de potasiu, verificate ulterior prin analizele chimice și radiometrice de laborator.

Analizele mineralogice indică existența, răspîndirea și diversitatea asociațiilor mineralogice.

Carotajul electric indică intrarea și respectiv ieșirea din masivul de sare și, cu destulă exactitate, calitatea sării, respectiv prezența intercalațiilor cu conținut ridicat în insolubil întîlnite.

Cavernocarotajul ne arată în ce măsură diametrul găurii forate s-a păstrat constant, ceea ce are o deosebită importanță în justa interpretare a diagramelor de carotaj electric și radioactiv.

Carotajul radioactiv indică, cu destulă precizie, intrarea în sărurile de potasiu cît și zonele ocupate de acestea pe intervalul măsurat, diferențiind clar sărurile de potasiu și sarea gemă, chiar și atunci cînd apar sub formă de cuiburi sau intercalații.

Paralelizate cu rezultatele analizelor chimice și cu profilul litologic, carotajul radioactiv și profilul radiometric indică o perfectă corelație în limitele erorilor admisibile.

Subliniem din nou importanța deosebită ce trebuie dată probării cît mai complete și fidele a zăcămintelor de potasiu, folosind toate mijloacele pe care tehnica nouă ni le oferă astăzi în condiții optime.

O probare incompletă sau eronată poate avea consecințe grave, conducînd fie la abandonarea unui zăcămînt interesant, fie la executarea unor investiții importante pentru un zăcămînt a cărui exploatare s-ar dovedi ulterior ca nejustificată din punct de vedere tehnologic sau al rentabilității.

Existența sărurilor de potasiu fiind o problemă nouă în R.P.R. este necesar ca să se întocmească instrucțiuni speciale privind probarea, adaptate condițiilor zăcămintelor descoperite în R.P.R.

Aceste instrucțiuni ar putea constitui un capitol dintr-o lucrare mai generală ce se impune și care ar cuprinde ansamblul metodologiei de prospectare și explorare a sărurilor de potasiu din R.P.R., și a cărei întocmire intră în competența Comitetului geologic, în colaborare cu M.M.E.E.

CZ.622.799.001.24

Solicitările și comportarea cuplelor de vagonete

Ing. ANTON BACU

Deficiențele în sistemul de cuplare a vagonetelor aduc perturbații la transportul subteran; vagonetele se dezleagă în timpul mersului, cuplarea lor în stații se face cu întîrziere, datorită cuplelor deformate, rupte sau incomplete.

Îmbunătățirea cuplelor de vagonete se impune, ținîndu-se seama de o serie de factori, cum sînt: trecerea în viitor la vagonete de capacități sporite, majorarea vitezei de circulație a trenurilor, exploatarea la maximum a capacității locomotivelor, deci transportul cu trenuri mai lungi și majorarea coeficientului de rulaj, deci o circulație mai intensă a vagonetelor.

Cuplele trebuie să satisfacă următoarele condiții:

— să fie rezistente, deoarece transmit întreg efortul de tracțiune, cum și eforturile dinamice care se nasc la pornire, la oprire și în timpul parcursului;

— să nu se desagațe de la sine;

— cuplarea să se facă ușor, repede și fără pericol de accidentare pentru cuplători;

— să permită un joc limitat între vagonete pentru ca trecerea în curbe și în porțiunile frînte ale căii ferate să se facă fără smucituri care provoacă solicitări dinamice;

— construcția cuplei nu trebuie să conducă la o creștere a lungimii vagonetelor;

— la instalațiile moderne se cere uneori ca vagonetele să poată fi răsturnate fără a fi decuplate din garnituri;

— cuplele să nu fie prea lungi, pentru a nu se agăța de traverse, macazuri, lanțuri automate etc.;

Pentru vagonetele de greutate medie se folosesc diferite tipuri de cuple fixe.

Cupla din figura 1 constă din brățara S și zala de legătură a, fiind potrivită pentru vagonete a căror înălțime între fund și șine este redusă.

La cupla din figura 2 unul din cîrlige înlocuiește zala de legătură. Brățara a permite să se utilizeze cîrligul atît în poziție verticală cît și în poziție orizontală și necesită o înălțime redusă între fundul vagonetului și șine.

Cupla în formă de pară, din figura 3, elimină la fel zala de legătură. Se remarcă printr-o mare mobilitate la trecerea în curbe. În practică se dovedește eficace contra desagățării în timpul mersului.

Cupla din figura 4 necesită o înălțime mare între fundul vagonetului și șine. Cîrligul formează corp comun cu zala de legătură. Partea cu zala fiind mai grea decît cea cu cîrligul, se evită desagățarea vagonetelor cînd trenul nu este întins.

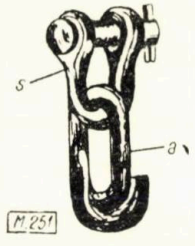


Fig. 1.

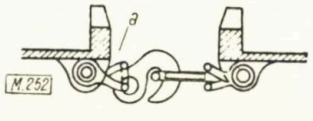


Fig. 2.

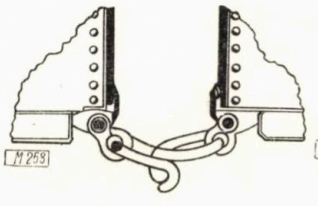


Fig. 3.

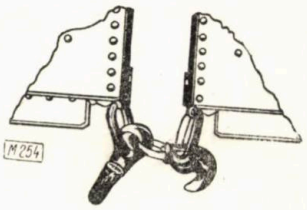


Fig. 4.

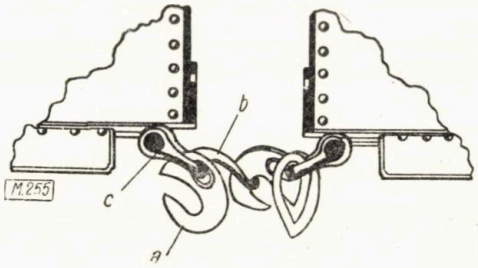


Fig. 5.

La cupla din figura 5, cîrligul a și zala de legătură b sînt legate direct de brățara c. Zala are o formă specială pentru a putea cuprinde bine cîrligul. Avantajul acestui sistem este că la transportul pe planuri înclinate se poate realiza o cuplare dublă.

Cupla cu cîrlig, din figura 6, este un sistem foarte des întîlnit la vagonete de capacitate mică și medie. Brățările S_1 și

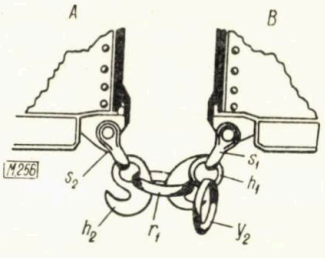


Fig. 6.

S_2 fixează cupla de tampon, cîrligele h_1 și h_2 formează legătura cu inelul r_1. Prinderea se face astfel încît inelul r_1 să fie agățat în cîrligul h_2 cînd vagonetele se mișcă în sensul $B—A$ și inelul Y_2 de cîrligul h_1 cînd mișcarea este în sensul $A—B$. Se obține astfel o siguranță mai mare contra desagățării prin izbirea cuplei vagonetului din urmă de macazuri, traverse etc. Gaura comună pentru brățară și zale permite introducerea brățării cu ochiul gata forjat, în schimb slăbește construcția cîrligului.

Figura 7 reprezintă o cuplă ce se folosește într-o construcție mai robustă la exploatările

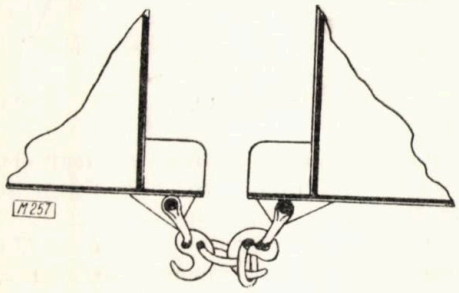


Fig. 7.

miniere din Valea Jiului. Acest sistem de cuplă va fi analizat în lucrarea de față.

La sistemul de cuplă din figura 8 forma cîrligului este diferită, zala ovală este mai rezistentă, însă se uzează numai în două puncte, pe cînd inelul rotindu-se mereu se uzează uniform pe toată suprafața interioară.

Figura 9 reprezintă cupla cu cîrligul rigid și cu un singur inel atîrnat.

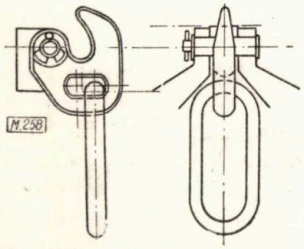


Fig. 8.

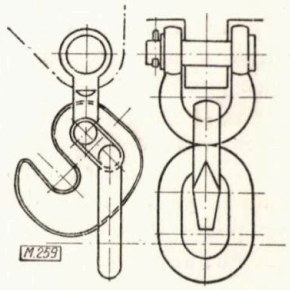


Fig. 9.

În figura 10 se arată o cuplă cu două zale, legate între ele prin intermediul unui ax pivotant, pentru a permite răsturnarea vagonetului fără decuplare.

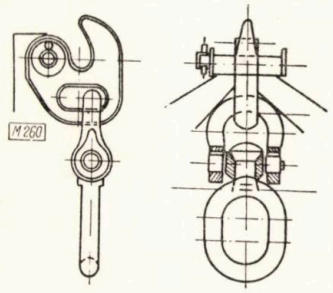


Fig. 10.

Pentru ca o locomotivă care remorchează un tren de vagonete să nu patineze se impune următoarea condiție:

$$F \leqslant \mu G_a$$

unde:

F este forța de tracțiune necesară trenului;

G_a — greutatea locomotivei;

μ — coeficientul de frecare (0,15 pentru șine umede și 0,20 pentru șine uscate).

Forța de tracțiune care se poate realiza la cîrligul locomotivei, în funcție de greutatea acesteia, variază conform valorilor redate în tabela 1.

Tabela 1

Greutatea locomotivei, t	Forța de tracțiune la cîrlig, kgf	
	șine umede	șine uscate
3	450	600
4	600	800
5	750	1 000
6	900	1 200
7	1 050	1 400
8	1 200	1 600

Pentru un transport ascendent pe o pantă de 5—10‰, un vagonet necesită la pornire 28,6—35,6 kgf. O locomotivă de 8 t poate deci remorca:

$$\frac{1600}{35{,}6} \div \frac{1600}{28{,}6} = 45 \div 56 \text{ vagonete,}$$

ceea ce se realizează și în mod practic.

La dimensionarea cuplelor se recomandă un coeficient de siguranță de cel puțin 6, deci în cazul locomotivelor de 8 t, utilizate în mod obișnuit în subteran, o cuplă de vagonet trebuie să reziste la o solicitare de:

$$6 \times 1\,600 = 9\,600 \text{ kgf.}$$

La eforturi dinamice, de exemplu cînd mecanicul, la pornire, trece prea repede la viteza maximă și ultimele vagonete sînt pornite cu smucituri, solicitările cuplei ating valorile indicate în graficul reprezentat în figura 11.

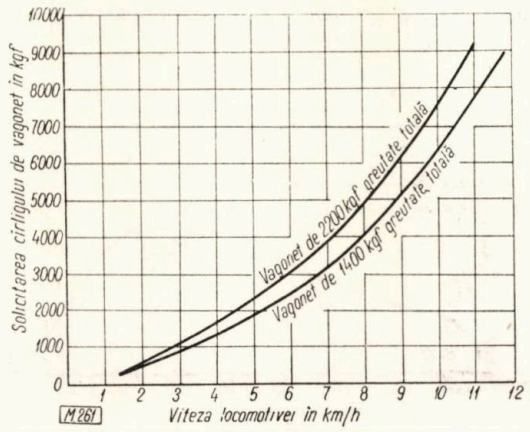


Fig. 11.

Viteza maximă a locomotivelor subterane fiind de 11 km/h, deducem că pentru vagonetele din Valea Jiului de 1 000 kgf, respectiv 600 + + 1 600 = 2 200 kgf greutate totală, cupla trebuie să reziste fără deformări la o solicitare de 9 000 kgf. Deci cupla se dimensionează pentru 1 600 kgf și o sarcină de rupere care să depășească 9 000 kgf.

În cazul vagonetelor pentru minereu de 750, respectiv 400 + 1 000 = 1 400 kgf greutate totală, solicitarea maximă este de 7 800 kgf.

Cuplele, conform figurii 7, se aplică în R.P.R. în două variante, tipul conform STAS 1827/57, și tipul Valea Jiului. Brățara, bolțul și inelul sînt identice, cîrligul diferind din punctul de vedere al construcției. Cupla conform STAS 1827/57 se execută din OL 50, iar tipul Valea Jiului din OL 38. Dimensiunile principale ale cîrligului rezultă din figura 12 și tabela 2.

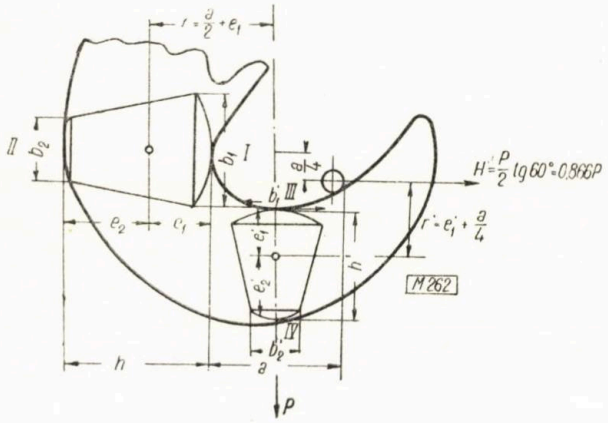


Fig. 12.

Tabela 2

Nr. crt.	Dimensiunea	Unități de măsură	Cîrligul conf. STAS 1827/57	Cîrligul tip Valea Jiului	Valori majorate posibile
1	a	cm	2,50	2,50	3,20
2	b_1	cm	2,60	3,00	3,20
3	b_2	cm	2,50	3,00	7,20
4	h	cm	5,50	6,10	3,20
5	b'_1	cm	3,00	3,00	3,00
6	b'_2	cm	2,60	2,80	5,50
7	h'	cm	3,20	4,40	3,60
8	e_1	cm	2,68	3,05	3,60
9	e_2	cm	2,82	3,50	2,71
10	C_1	cm	1,56	2,17	2,78
11	C_2	cm	1,64	2,23	4,85
12	R	cm	3,98	4,30	3,96
13	r'	cm	2,18	2,79	—

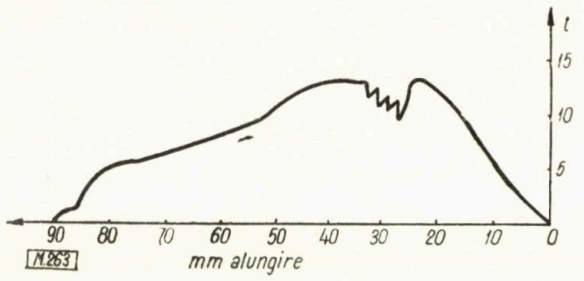


Fig. 13.

Executînd încercări de rupere la piesele componente ale diverselor cuple, au rezultat diagramele reprezentate în figurile 13—17.

Cîrligul conform STAS 1827/57 s-a rupt la 13 t, alungirea fiind de 25 mm. Cîrligul Valea Jiului s-a rupt la 15 t, la aceeași alungire. Cîrligul Valea Jiului este mai rezistent și are o formă geometrică mai favorabilă pentru a nu se decupla în timpul mersului.

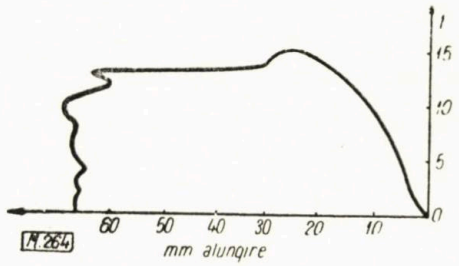


Fig. 14.

În figura 15 este redată diagrama deformațiilor unui inel sudat manual care s-a rupt la 7,5 t, după o alungire de numai 13 mm, iar în figura 16 un inel sudat cap la cap cu mașina, care s-a rupt la 33 t, după ce inelul s-a alungit cu 86 mm. Numărul mare de inele rupte dintre cele sudate manual confirmă rezultatele acestei probe.

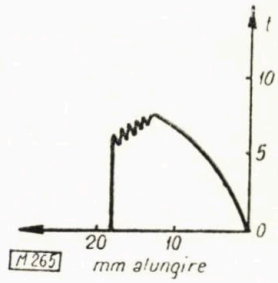


Fig. 15.

Brățara și bolțul (fig. 17) au rezistat la 26 t după o alungire de 62 mm, deci acestea sînt corespunzătoare.

Anual se înlocuiesc 10—15% din cuplele existente, deci o cuplă durează 7—10 ani. În dreptul ciocului uzura cîrligului este 5—7 mm, diametrul găurii mărindu-se de la 28 la 34 mm. Se poate deci preciza că părțile mai solicitate ale cîrligului se uzează cu circa 0,5 mm pe an, partea cea mai expusă fiind ciocul cîrligului și părțile învecinate deschizăturii acestuia.

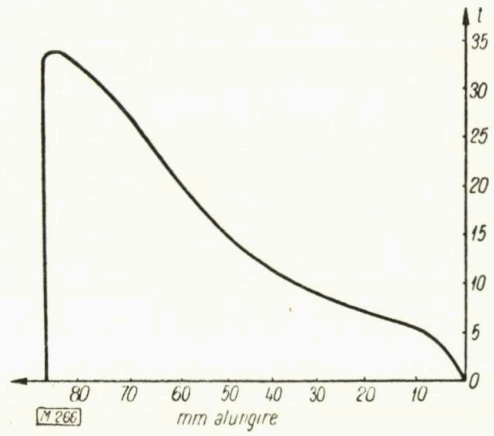


Fig. 16.

După o analiză făcută la întreprinderile care utilizează cuple conform STAS 1827/57, natura defecțiunilor este următoarea :

inele rupte	54,6% ;
cîrlige deformate	30,8% ;
cîrlige rupte	10,4% ;
brățări rupte	44,6% .

Rezultă că defecțiunile cele mai multe intervin la inele, urmează apoi cîrligele deformate și rupte și, într-o proporție mai redusă, brățările rupte.

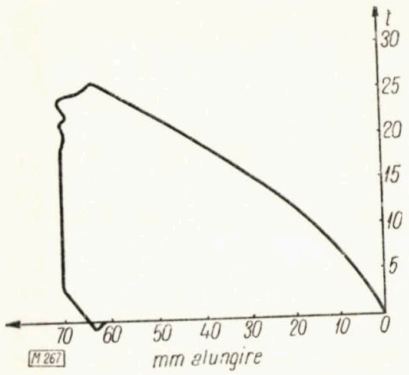


Fig. 17.

Defecțiunile cuplelor utilizate se datoresc atît execuției cît și construcției lor. La execuție intervin ca factori negativi : calitatea materialului, calitatea sudurii și tratamentul termic. De observat că la cuplele de vagonete confecționate în Valea Jiului, cu o înaltă tehnicitate și multă experiență, defecțiunile de mai sus nu apar sau apar într-o proporție mai redusă.

Concluzii

Cuplele de vagonete conform STAS 1827/57 sînt inferioare cuplelor tip Valea Jiului. Se observă că este posibilă o întărire a cuplelor tip Valea Jiului, pentru cazul cînd solicitările vor crește o dată cu majorarea capacității vagonetelor, a numărului de vagonete într-o garnitură sau a vitezei de circulație.

Cele mai multe defecțiuni se datoresc pornirii prea bruște a trenurilor. La o pornire normală cupla este solicită la 1 600 kgf, aceasta crescînd însă pînă la 9 000 kgf cînd demararea este prea rapidă și vagonetele pornesc cu smucituri.

CZ. 622.344.03

Noi apariții de scheelit în mineralizațiile complexe de la Țibleș-Măgura Neagră

Ing. **C. Superceanu**, geolog **R. Bordea** și **A. Andronescu**

Noile apariții de scheelit, semnalate și descrise în prezenta comunicare, au fost identificate în mineralizațiile complexe meso-epitermale, din masivul subvulcanic dioritic de la Țibleș-Măgura Neagră.

Cercetări geologice în regiune au fost efectuate în 1950—1951 [2] cînd se întocmește un raport cu o descriere detailată a masivului din punct de vedere petrografic.

Între anii 1955—1959, regiunea este prospectată în continuare, punîndu-se în evidență o serie de mineralizații piritoase-cuprifere și complexe printre care și filonul Măgura Neagră (II), în care s-au identificat apariții de scheelit și care alcătuiește obiectul comunicării de față.

Zona de mineralizații de la Măgura Neagră, identificată în anul 1957, a fost apoi urmărită prin lucrări miniere de suprafață, iar din 1958 prin lucrări subterane de exploatare.

Caracteristicile geologice și petrografice ale regiunii

Masivul Țibleș este constituit în cea mai mare parte din mase eruptive. Rocele ce iau parte la constituția acestui masiv sînt : andezite, diorite, corneene, cuarțite, gresii și șisturi argiloase-marnoase. Andezitele amfibolice ocupă porțiunea de centru, N și V a masivului, iar andezitele piroxenice sînt dezvoltate pe o linie orientată NE—SV, în mijlocul andezitelor amfibolice. Dioritele sînt situate în partea de SE. Corneenele și cuarțitele apar prin acțiunea maselor eruptive asupra depozitelor sedimentare și mărginesc în general rocele eruptive. Sedimentarul, reprezentat prin gresii și șisturi argiloase marnoase, înconjoară masivul cu toate celelalte roce descrise mai sus.

Privitor la consolidarea magmelor, s-au stabilit următoarele concluzii în funcție de condițiile geologice, petrografice și petrochimice.

Andezitul amfibolic de tip Țibleș este consolidat la adîncime, apoi dioritul de tip Arsuri consolidat la o adîncime mai mare, andezitul amfibolic de tip Grohot-Tomnatec, consolidat mai aproape de suprafață și andezitul piroxenic de tip Arcer ce corespunde ultimei faze de erupție, avînd un caracter net efuziv.

Roce hipoabisice de tip dioritic și cuarț dioritic, analoge cu cele din Țibleș, au fost identificate și la Rodna Veche, Toroiaga-Munții Gurghiului, Deva-Munții Bîrgăului etc.

Vîrsta erupțiilor este post-tortoniană ; vîrsta sedimentarului este tortoniană.

Dioritul de Măgura Neagră conține :

50—60% plagioclazi (andezin-labrador) maclați polisintetic și nezonați :
10% piroxeni (augit + hipersten) ;
10% hornblendă :
5% cuarț
7% magnetit și titanomagnetit.

Mineralele melanocrate sînt frecvent transformate în clorit, epidot, calcit și limonit.

Rocele eruptive din regiune sînt tăiate de o serie de fracturi cu direcția NE și înclinarea 70—85° spre SE.

Unele fisuri sînt umplute cu mineralizație (pirită, galenă, blendă, calcopirită, marcasită, pirotină) într-o gangă de cuarț.

Mineralizațiile din regiune sînt legate de toate tipurile de roce eruptive. Andezitul de tip Grohot-Tomnatec este cel mai intens afectat de metamorfismul hidrotermal, celelalte grupe de eruptiv fiind cu totul local afectate de acest gen de metamorfism.

Mineralizația complexă cu scheelit

Această zonă de mineralizație este situată în partea de S a masivului, în muntele cu același nume.

Mineralizația este polimetalică, constituită în cea mai mare parte dintr-o masă de caolin, în care sînt omogen răspîndite vinișoare, cuiburi și grăunți idiomorfi de pirită, cu dimensiuni în jurul a 1 mm. Mai rar se întîlnesc și grăunți allotriomorfi de calcopirită.

Pe centrul masei caolinice se continuă o zonă de sulfuri metalice complete.

Dintre sulfuri, în ordinea cantitativă apare pirita, calcopirita, blenda, galena, marcasita, calcozina, covelina, tetraedritul, bournonitul și mispichelul. Marcasita apare sub forma de cruste reniforme și mamelonare, depuse pe pirită și cuarț. Calcozina și covelina sînt de obicei insinuate pe planele de slabă rezistență ale celorlalte sulfuri, mai ales cu preferință pentru calcopirită.

Dintre mineralele de gangă, în afară de caolin care constituie cea mai mare parte a filonului, mai apare cuarțul și baritina ; aceasta din urmă sub forma de vine legate de zona de sulfuri metalice centrală. Baritina apare de obicei pe centrul zonei de sulfuri, întotdeauna sub forma unei mase spongioase, constituită din cristale idiomorfe — tabulare și lamelare — de culoare albă lăptoasă.

Zona de sulfuri compacte nu apare pe toată lungimea filonului, uneori dispărînd sau fiind înlocuită de impregnații și cuiburi de sulfuri în cuarț și caolin.

Față de orizontul superior, la orizontul inferior zona de sulfuri metalice apare mai completă și mai continuă.

În paralel se remarcă la orizontul inferior o creștere a conținuturilor în Cu și Zn.

Scheelitul a fost identificat în grăunți, cuiburi sau aglomerări de grăunți, asociat în general cu calcopirita, pirita, marcasita și mai puțin cu blenda.

Cristalele de scheelit, bipiramidate au diametrul cuprins între 0,2—3 mm, în medie de 1 mm.

Rocele înconjurătoare sînt în cea mai mare parte diorite, iar mai puțin corneene, cuarțite și gresii. Metamorfismul hidrotermal a afectat pe o rază de aproximativ 0,5 m dioritul, rezultînd caolinizări și piritizări puternice. Astfel, zona de salbandă prezintă adesea aglomerări de cristale idiomorfe de pirită în dioritul caolinizat. Dimensiunile cristalelor sînt mai mari în apropierea filonului micșorîndu-se pe măsură ce ne depărtăm.

Tectonica filonului

Tectonica filonului pe porțiunea cunoscută pînă în prezent este simplă. Se remarcă prezența a două serii de fracturi, prezentînd între ele un unghi pînă la 25°. Fractura principală este mai bine dezvoltată și are direcția aproximativ N 55°E, fiind tăiată de fracturi mici, considerate secundare, cu direcția N 30°E.

Această structură complică oarecum distribuția mineralizației filonului, precum și urmărirea lui. Foarte probabil ca mineralizația să fie pusă în loc odată cu mișcările care au deschis al doilea sistem de fracturi, căci de multe ori acestea sînt cimentate mai compact și mai intens, iar fractura principală din mijloc să reprezinte calea de drenare a soluțiilor. Diferențe de mineralizare, care să o claseze pe cele două sisteme de fracturi, nu s-au putut distinge.

Privind distribuția mineralizației pe filon, se pot separa două tipuri.

Primul tip este reprezentat de o zonă de sulfuri metalice compacte, cu gangă de cuarț sau baritină și cu poziție centrală.

Al doilea tip este masa de caolin, înconjurătoare, cu grosimi mai mari și cu slabe impregnații de pirită și calcopirită.

Acest gen de mineralizație apare ca rezultat al acțiunii soluțiilor hidrotermale asupra dioritelor înconjurătoare.

Studiul calcografic al mineralizației

Mineralizația filoniană de la Măgura Neagră conține pirită, blendă, galenă, calcopirită, scheelit, tetraedrit și bournonit.

Mineralele principale de gangă sînt : cuarțul 20—50%, calcitul 5—20%, caolinul 10—20%, baritul 1—20% și dolomitul 2—10%.

Descrierea mineralelor constitutive ale mineralizației o vom începe cu scheelitul.

1. *Scheelitul* ($CaWO_4$) a fost identificat în mai multe puncte ale filonului, sub forma de cristale idiomorfe pseudooctaedrice (111) cu ϕ = 1—3 mm, incolore sau de culoare alburie. Predominante sînt fețele 111 și mai puțin 101 și 131.

Parageneza caracteristică a scheelitului de la Măgura este reprezentată prin sistemul $CaWO_4$—$CuFeS_2$—FeS_2—SiO_2, deci o parageneză cuprowolframiferă analogă cu Baia-Sprie [3].

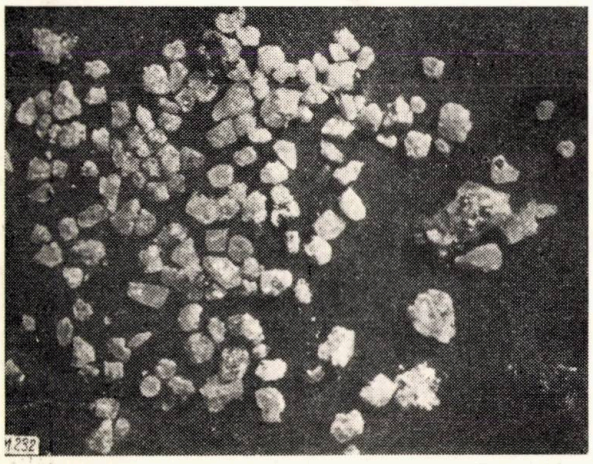


Fig. 1. Cristale de scheelit din filonul Măgura Neagră. Mărime naturală.

Scheelitul s-a individualizat în general după mineralele sulfurilor complexe, dar înaintea baritinei.

Analiza spectrografică a scheelitului a pus în evidență molibden Bi, Sn, Ti, Ge, In, Cr, Co, Pb, Ag (fig. 1 și 2).

2. *Pirita* (FeS_2) este mineralul metalic predominant (10%) al minereului și formează cristale cubice (100) de 1—10 mm, neuniform distribuite în masa mineralizației.

În zonele de salbandă ale filonului, cristalele sînt în general perfect idiomorfe și mai mici

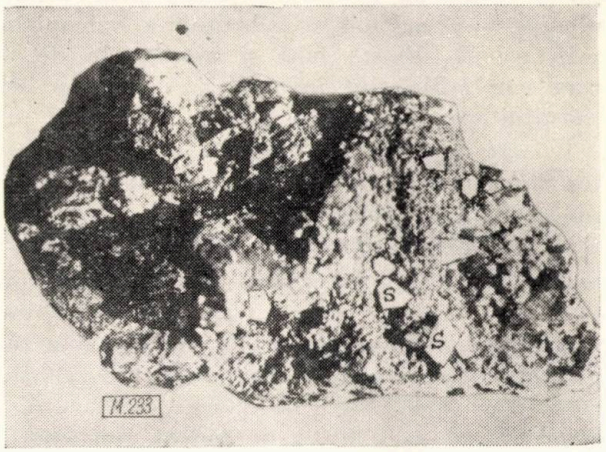


Fig. 2. Eșantion de minereu complex cu cristale de scheelit (*S*). Mărime naturală.

(ϕ = 1—2 mm) nefiind brecifiate și asociate cu alte minerale metalice.

În zonele centrale ale filonului, pirita este în parageneză cu calcopirita, blenda, galena și scheelitul, fiind substituită de acestea. Fenomene de brecifiere sînt mai frecvente.

Pirita formează două generații și anume :

Pirita I, macrocristale (1—10 mm) idiomorfe, individualizate în prima perioadă de formare a mineralizației, care este substituită de calcopirită, blendă, galenă.

Pirita II, microcristale (ϕ = 0,01—0,1 mm), asociată și cu marcasită ce apare numai la limitele plajelor de calcopirită, și de preferință pe zonele de contact ale blendei cu calcopirită.

În parageneză, cu calcopirita și scheelitul, pirita formează cristale de 1—3 mm, fiind substituită de $CuFeS_2$ și înglobată într-o masă cuarțo-caolinică.

3. *Blenda* (ZnS) este prezentă sub modificația de culoare deschisă, avînd un conținut de cadmiu.

Se prezintă sub formă de benzi, nodule (ϕ = 1—15 mm) și mai rar de cristale idiomorfe. În general modul de apariție al blendei, culoarea și lipsa incluziunilor de calcopirită, precum și a fenomenelor de dezamestec în sistemul $CuFeS_2$—ZnS, pledează pentru o origine epitermală.

Blenda substituie pirita, fiind substituită de calcopirită, galenă, tetraedrit și bournonit. Uneori blenda este fisurată și brecifiată și substituită de calcopirită.

4. *Galena* (PbS) apare sub forma de plaje allotriomorfe, înglobînd și substituind adesea pirita și calcopirita. Benzile și plajele de galenă pot atinge 1 cm lățime.

Galena conține frecvent incluziuni și borduri submilimetrice (0,01—0,2 mm) de tetraedrit și bournonit argentifer.

Corelațiile paragenetice generale între calcopirită și galenă se caracterizează prin venirea ulterioară a galenei și substituirea calcopiritei prin galenă. Există încă și aspecte locale, în care corelațiile sînt inverse, adică galena este substituită prin calcopirită.

În masa plajelor de galenă, apar clivaje caracteristice după (100) și figurile triunghiulare specifice pentru PbS.

5. *Calcopirita* ($CuFeS_2$) formează plaje și benzi neregulate, distribuite în minereu și de preferință în parageneză cu pirita și scheelitul ; substituie blenda și pirita. Nu conține minerale de temperaturi înalte (steluțe de blendă, cubanit etc.). Este substituită de galenă, tetraedrit și bournonit și descendent de puțină calcozină și covelină.

Spectrografic prezintă urme de Co, Sn, Au, Ag.

6. *Tetraedritul și bournonitul* apar sporadic sub formă de filamente, particule discoidale, în galenă și borduri submilimetrice ce se insinuează și substituie celelalte minerale metalice. Ambele sulfostibiuri sînt de tip epimezotermal.

7. *Marcasita* (FeS_2) formează rozete și nodule (ϕ = 0,2—2 mm) în geode fiind asociată cu cristale idiomorfe rombice (ϕ = 0,1 mm) de mispichel.

Mineralele de gangă sînt baritina, ce formează cristale tubulare și grupări în rozete (pînă la 3 cm), depuse în geode, și dolomitul, ce formează cristale rombice, de 3—6 mm, iar masa fundamentală filoniană este cuarțo-caolinică.

Concluzii

Noile apariții de scheelit în minereurile complexe mezoepitermale de la Țibleș-Măgura Neagră reprezintă al treilea punct al provinciei neovulcanice de la Baia-Mare în care s-au identificat minerale de wolfram.

Spre deosebire de ivirile de la Baia-Sprie (scheelit + wolframit) și Băiuț (wolframit), în cazul de față mineralizațiile sînt situate într-un masiv dioritic, de facies subvulcanic.

În Țibleș, activitatea hidrotermală este în legătură atît cu andezitele mai vechi, amfibolice, cît și cu andezitele mai noi, cu piroxeni. În ceea ce privește filonul Măgura Neagră II, acesta este în legătură cu dioritele cuarțifere.

În regiune, filoanele formează sisteme paralele, orientate NE—SE, situîndu-se în general în clasa mezoepitermală.

Filonul Măgura Neagră II aparține tipului mezotermal, datorită apariției mineralelor caracteristice pentru temperatură mai ridicată. Mineralizația este complexă.

Succesiunea de caracterizare a mineralelor este pirită + blendă, calcopirită, galenă, scheelit, tetraedrit, bournonit, dolomit, baritină, calcit. Cuarțul s-a depus în tot timpul formării mineralizației.

Compoziția mineralogică a zonelor de minereu, textura lor, compoziția petrografică a rocelor eruptive și direcția structurilor tectonice, care au determinat localizările corpurilor de minereu, sînt analoge celor din Regiunea Baia-Mare, ceea ce indică un ciclu unic de mineralizare în ambele regiuni.

Bibliografie

[1] Bordea R.: *Raport asupra lucrărilor geologice din sectorul Țibleș* TEMN — 1959.

[2] Pavelescu L.: *Studiul petrografic al masivului Țibleș*, București, 1952.

[3] Superceanu C.: *Contribuțiuni la paragenezele scheelitului și wolframitului din zăcămîntul de minereuri complexe de la Baia Sprie.* Rev. Minelor nr. 9/1957.

[4] Superceanu C.: *Noi apariținni de scheelit în zăcămintele de contact din provincia geochimică a banatitelor.* Rev. Minelor nr. 4, 5, 6/1956.

CZ 622.233.292

Interpretarea rezultatelor obținute la săparea galeriilor cu combina F-4 pentru săparea galeriilor în minele de la Modry-Kamen

Încercările de mecanizare la săparea în cărbune a galeriilor, întreprinse în anii trecuți în minele din Slovacia la Modry-Kamen și în Moravia de sud, la început nu prea au dat rezultate bune. Rezultatele cu mașinile de săpare ATD și TK-2N nu au fost în general mulțumitoare pentru că aceste mașini lucrează economic numai în strate complet nederanjate, cu grosimi de peste 2,5 m, depuse orizontal și în pilieri bine asecați; deja la o înclinare a stratelor mai mare de 5° s-au produs dificultăți.

Încercări cu combina F-4 pentru săparea de galerii, împrumutată de la minele ungare din Salgotaryam, au dus la rezultate cu mult mai bune. După cum reiese din figura 1, este vorba de un agregat combinat, care se deplasează pe șenile cu un organ de săpare în forma unui cap sferic de tăiere, compus din două părți, prevăzut cu picuri și un vagonet inferior pentru încărcare. Două roți în formă de stea, care se învîrtesc către mijloc, încarcă cărbunele care cade pe partea laterală a tablei colectoare a încărcătorului, pe un transportor cu raclete, care funcționează între șenilele scheletului de transport și care varsă pe o bandă de încărcat pivotantă, cu o înălțime finală de 2.20 m.

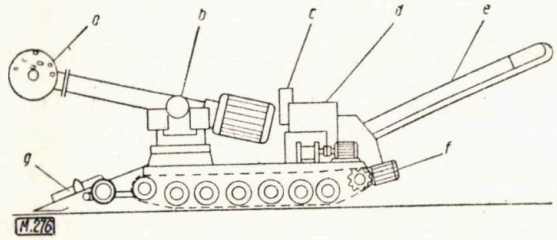


Fig. 1. Schema mașinii de săpat galerii F-4:

a — partea de săpare; *b* — dispozitivul hidraulic; *c* — tabloul de conexiuni; *d* — rezervorul de ulei; *e* — transportorul; *f* — scheletul șenilelor; *g* — încărcător.

De aici produsul poate fi încărcat într-un mijloc de transport oarecare, în scopul transportului pe galerii.

Date tehnice. Agregatul are șapte motoare electrice (fig. 2). Un motor principal de 17 kW, cu 960 rot/min. pentru acționarea capului de havare; cîte două motoare, fiecare de 2,7 kW, pentru acționarea șenilelor; două motoare fiecare de 1,0 kW, pentru acționarea dispozitivului de lopătare; motorul pentru acționarea benzii și motorul pentru dispozitivul hidraulic, fiecare de cîte 3,7 kW. Transformatorul, de 24 V, pentru dirijarea de la distanță a mașinii, este așezat pe un eșafodaj în spatele combinei. Mișcările orizontale și verticale ale organului de săpare sînt acționate hidraulic.

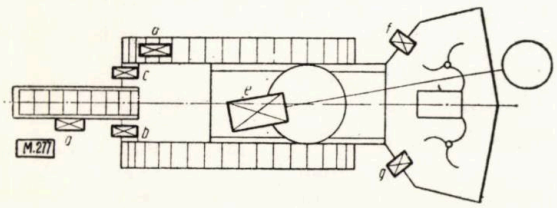


Fig. 2. Schema așezării motoarelor electrice:

a — motorul transportorului; *b* și *c* — motoarele de acționare a șenilelor; *d* — motorul pompei hidraulice; *e* — motorul capului de săpare; *f* și *g* — motoarele încărcătorului.

Înălțimea mașinii în poziția de lucru — 1 600 mm, lungimea totală — 6 100 mm, lățimea șenilelor — 250 mm, lățimea eșafodajului inferior — 1 300 mm, lățimea tablei de încărcare — 2 000 mm. Capul de havare face 220 rot/min.

Avantajul mașinii, față de celelalte agregate pentru săparea galeriilor, constă în greutatea relativ mică și în echiparea pentru havat și încărcat în general mai corespunzătoare, atît ca dispoziție cît și ca lucru.

Combina lucrează în felul următor: capul de havare frezează din peretele locului de muncă mai întîi un făgaș orizontal, din care apoi se taie, prin ridicarea și coborîrea brațului de tăiere, un făgaș vertical. Măruntul rezultat din tăiere cade în parte direct pe transportor. Cel care ajunge pe părțile laterale ale fețelor de încărcare a tablei colectoare este lopătat către mijloc pe transportor de către roțile în formă de stea. Operația de încărcare poate fi sprijinită și de către capul sferic de havare, care aruncă restul de cărbune pe tabla colectoare.

Picurile de oțel sînt mai mult sau mai puțin ascuțite, după duritatea materialului ce trebuie tăiat. Picurile (48 bucăți pe fiecare jumătate de sferă), care sînt asigurate numai prin splinturi, se pot ușor schimba.

Combina pentru săpat galerii de tipul cel mai nou (tipul F-5) prezintă cîteva modificări tehnice. Printr-o așezare mai corespunzătoare a motoarelor de acționare se micșorează înălțimea totală a mașinii la 1 300 mm. Încărcarea materialului la F-5 nu se mai face cu două roți în formă de stea, ci cu ajutorul unor lanțuri așezate la

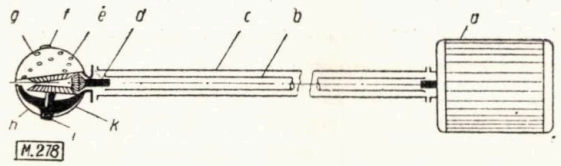


Fig. 3. Schema de acționare a capului de săpare:

a — electromotorul; *b* — axa găurită; *c* — tubul de protecție; *d* — pinionul conic; *e* — șaibele circulare; *f* — șurubul de siguranță; *g* — locașul piciului; *h* — capul de săpare; *i* — axa roții plate; *k* — carcasa.

ambele părți ale tablei colectoare și care varsă materialul pe transportor. Motoarele pentru șenile sînt mai pternice (4,6 kW de fiecare șenilă). Îmbunătățirile făcute dau posibilitatea unei încărcări mai bune și prin aceasta micșorează timpul de săpare.

Aprecieri asupra încercărilor în exploatare. Agregatul de săpare a galeriilor a fost introdus într-un loc de muncă, într-o galerie prevăzută cu bandă de transport, într-un strat caracterizat prin deranjamente tectonice fără mare importanță. Susținerea în lemn în formă trapezoidală a fost înlocuită, la o anumită distanță în spatele combinei, printr-o susținere TH (culcuș argilos cu presiuni). În ianuarie 1959 au fost săpați în 7 zile 67 m, în februarie în 23 zile 190 m și în martie în 10 zile 70 m, adică o avansare medie zilnică de 8,16 m. Randamentul pe post a fost de 101,4 cm la susținerea în lemn și schimbul de trei lucrători (un conducător de combină, un susținător și un ajutor). Conducătorul de combină a acționat numai asupra claviaturii dirijării de la distanță, dirijînd astfel toate mișcările de lucru ale mașinii.

Deficiențe speciale la săparea propriu-zisă a galeriei nu s-au ivit. Cărbunele în care s-a lucrat a fost relativ tare și cu un conținut mare de cenușă. În intercalația argiloasă, care se afla la 80 cm deasupra culcușului, au existat aglomerări de cuarț și pirită, a căror comportare a îngreuiat săparea. Problema de rezolvat rămîne asigurarea unui transport continuu al cărbunelui și organizarea mersului lucrului, ca prin pierderi minime de timp la schimbarea necesară cu susținerea TH să se poată ține pas cu săparea.

Montarea și demontarea mașinii sînt oarecum simple. Ea poate fi demontată complet în bucăți și încărcată pe vagonete. Pe baza rezultatelor încercărilor, a greutății mici, a dimensiunilor și mobilității sale, combina pentru săparea galeriilor F-5 poate fi privită ca utilizabilă în general în zonele carbonifere ale Republicii Socialiste Cehoslovace. Ea poate fi de asemenea introdusă în galeriile de abataj cu depilarea simultană a rocilor din acoperiș și culcuș, pe lîngă care în același profil se poate extrage selectiv roca și cărbunele.

C.Z. 622.5

Privire asupra procedeului cu vid și utilizarea lui la asecarea solurilor fin nisipoase (borchișuri)

Pentru asecarea solurilor permeabile, metodele obișnuite cu puțuri de filtrare, cu filtre prin cădere și filtre prin înfigere, prin care apa solurilor, liberă de orice tensiune, curge pe baza principiului gravitației, au dat rezultate bune, după cum s-a dovedit prin numeroase exemple din practică, considerînd bineînțeles durata de timp corespunzătoare.

La solurile fin nisipoase, acțiunea gravitației nu mai este totuși suficientă să provoace o eliberare a apei din spațiile porilor. Permeabilitatea redusă a nisipurilor fine și în special a nisipurilor curgătoare produce mari neajunsuri în exploatare, deoarece aceste soluri au de cele mai multe ori o rezistență mică de suportare și de stabilitate. Din această cauză pot să apară greutăți destul de mari în deschiderea minelor, în săparea puțurilor și în special la exploatările la zi în taluzarea maselor rezultate din dezveliri și la planificarea utilajelor principale și auxiliare. Pentru eliminarea acestor greutăți în construcțiile subterane și la fundații, în ultimii ani, a fost folosit cu rezultate bune procedeul cu vid. Deoarece acest procedeu s-ar putea aplica pentru asecări și în cazurile speciale ale mineritului, se va face o descriere rezumativă a lui.

La procedeul cu vid (filtrul cu ejector, metoda Wellpoint), în afară de gravitație intervine o subpresiune, provocată de absorbția continuă a unei pompe, așa încît prin acest procedeu se mărește cantitatea de apă cedată de permeabilitatea naturală. Apa este scoasă prin absorbire din sol, cu ajutorul pompelor de vid.

Aptitudinea solului pentru utilizarea cu bune rezultate a procedeului cu vid depinde de finețea grăunților și deci de coeficientul de permeabilitate K. La pietrișurile și nisipurile mari, cu valorile lui $K > 10^{-3}$ cm/s, prin vid se absoarbe și aer și înălțimea vidului este deci influențată, respectiv procedeul cu vid este deranjat, astfel, în acest caz procedeul nu se poate întrebuința și nu există nici un motiv pentru a fi introdus. La solurile greu permeabile, ca argila, lutul etc., subpresiunea exercitată nu este suficientă pentru ca apa să fie extrasă din spațiile fine ale porilor și absorbită. Zona maximă a dimensiunii grăunților și permeabilitatea unde se poate aplica cu rezultate bune, procedeul cu vid este de la $K = 10^{-2}$ pînă la 10^{-3} cm/s. La limita dintre nisipurile fine și mijlocii permeabilitatea solurilor este din ce în ce mai mare, încît aici eficacitatea pompelor este solicitată numai pentru extragerea apei și instalația de vid; în cele din urmă, lucrează ca o instalație obișnuită de coborîre a nivelului apei subterane. Diametrul cel mai eficace al solurilor care se pretează la procedeul cu vid se află în zona de curgere și oscilează—după Steinfeld—între 0,003 și 0,03 mm.

Pentru asecarea și consolidarea solurilor greu permeabile, cu $K < 10^{-5}$ cm/s, trebuie luată în considerație metoda electroosmozei, despre utilizarea căreia în construcția fundațiilor, precum și în minerit, s-au publicat în literatură diferite articole.

Puțurile cu vid — după cum au fost propuse de Streck, Terțachi și Sichardt (fig. 1) — constau din țevi cu diametrul de 1,5—2,5", care obișnuit sînt perforate pe o lungime de 1 m și sînt introduse la distanțe de 1—2 m.

Puțurile cu vid se aseamănă cu puțurile obișnuite. Țevile servesc în același timp ca țevi pentru filtre aspiratoare.

Filtrele aspiratoare se construiesc în mod deosebit după condițiile solului, și anume: în găuri de sondă, cu un diametru de 120—200 cm se introduce o țeavă pentru filtru, cu diametrul de 40—60 mm din care iese în afară ștuțul de absorbire care este racordat la țeava de vid. Spațiul gol în jurul țevii din puț este umplut cu nisip de filtru, iar spațiul de deasupra pînă la suprafață este în-

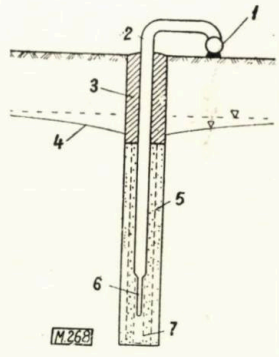


Fig. 1. Puț cu vid, după Sichardt:
1 — conducta pompelor; 2 — țeava de vid; 3 — dopul de etanșare; 4 — nivelul coborît al apei subterane; 5 — filtru; 6 — ștuțul de absorbire; 7 — țeava filtrului.

chis cu un dop de etanșare din argilă impermeabilă sau alte soluri fine. Umplerea cu nisip de filtru trebuie să se facă pînă la 1 m sub nivelul apei subterane.

În condiții favorabile omogene ale solului, filtrul cu vid este introdus în sol prin spălare (metoda Wellpoint), și anume cu ajutorul unui cap de spălare special. În nisipurile fine și curgătoare vîrful de spălare are o deschidere centrală de circa 6 mm diametru. În solurile tari nisipoase și la obstacolele provocate de pietre, capătul de spălare este prevăzut, pe lîngă gaura mică centrală, cu trei găuri suplimentare laterale. Spălarea puțului pînă la lungimea de 10 m durează, conform experienței, 5—10 minute.

Înălțimea subpresiunii produse este de 0,6 pînă la 0,7 at. Subpresiunea în puțul de filtrare are o influență în jurul puțului într-un cerc cu raza de 1 m. Distanțele între puțurile filtru sînt

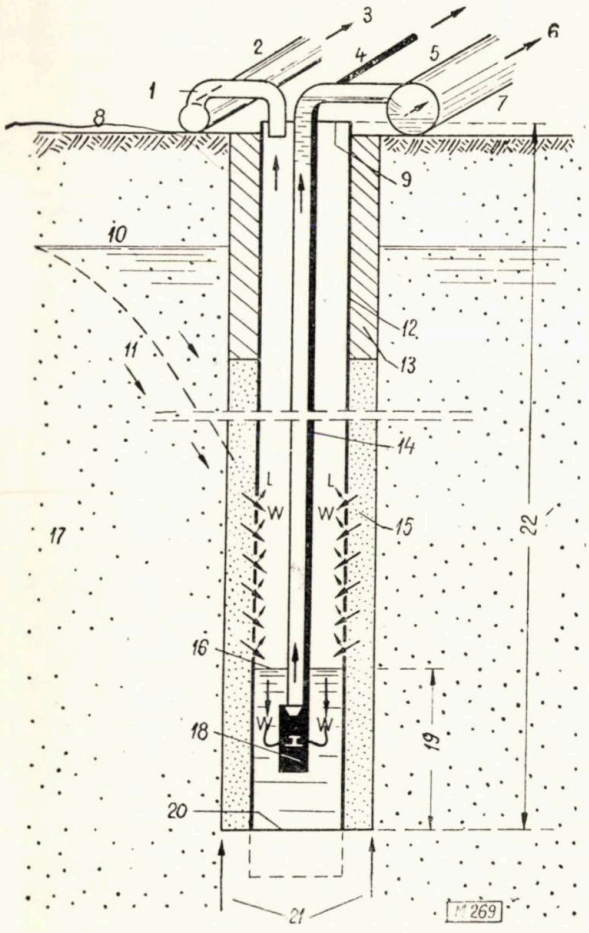


Fig. 2. Puț adînc cu vid cu pompă submersibilă :

1 — țeavă de absorbire a aerului ; *2* — conducta principală de aer ; *3* — pompa de vid ; *4* — cablul de dirijare ; *5* — țeava de refulare ; *6* — canalul de scurgere ; *7* — conducta principală de apă ; *8* — suprafața terenului ; *9* — calota etanșă a puțului ; *10* — apa subterană ; *11* — curba coborîrii nivelului ; *12* — tubajul puțului ; *13* — dopul de etanșare ; *14* — cablul de dirijare ; *15* — pietrișul de filtru ; *16* — nivelul apei în puț ; *17* — sol fin ; *18* — pompa submersibilă ; *19* — bazinul pompei ; *20* — talpa etanșă a țevii ; *21* — tubajul puțului ; *22* — spațiul subpresiunii.

din această cauză cu mult mai mici decît distanțele între puțurile pentru coborîrea normală a nivelului apei subterane și sînt cuprinse între 0,6—1,5 m. Adîncimea nu trebuie să depășească 6 m.

Pompele de vid. Subpresiunea se produce de cele mai multe ori prin pompele cu diafragme, deoarece aceste pompe sînt cu mult mai ieftine în exploatare, însă sînt limitate în producerea subpresiunii și a capacității de pompare. Capacitatea nominală a pompelor de absorbire — 60 cm^3/h. Sarcina totală — 36 m^3/h. De asemenea, sînt utilizate și pompele de apă inelare.

Filtrele pentru puțurile cu vid sînt de diferite construcții. Dintre acestea filtrul Griffin este foarte complet din punct de vedere tehnic. În direcția simplificării și pentru obținerea posibilităților de introducere de mai multe ori au fost între timp construite filtre din material plastic, care au diametrul de 1,75—2 țoli și sînt prevăzute cu fante longitudinale înguste. Filtrele se construiesc cu fante longitudinale sau și cu fante transversale. Pe cînd la început puțurile de filtrare au fost legate rigid cu conducta de absorbire, în timpul din urmă această legătură a fost făcută într-un mod îmbunătățit prin furtunuri. Prin aceasta s-a făcut posibilă o mobilitate mai mare. Fiecare filtru poate fi scos din funcțiune printr-un ventil de închidere în cazul cînd absoarbe aer sau este înnisipat, subpresiunea la pompă poate fi reglată și afară de aceasta toate filtrele pot fi plasate mai jos sau mai sus.

După cum s-a anunțat, adîncimea pentru puțurile cu vid normale este limitată la 6 m, care nu este suficientă pentru nivelurile apelor subterane care sînt mai adînci, după cum este cazul de cele mai multe ori mai ales în minerit. Din această cauză, în dezvoltarea procedeului au fost introduse puțurile adînci cu vid.

O adîncime mai mare cu puțuri normale cu vid era posibilă printr-o adîncire eșalonată. În continuare sînt arătate trei procedee care permit utilizarea puțului adînc cu vid pentru adîncimi mai mari. După procedeul puț adînc cu vid cu pompă submersibilă (fig. 2), puțul adînc este pregătit el însuși ca un recipient și racordat la o pompă inelară pentru lichide (pompă de aer).

Apa extrasă din sol prin ajutorul vidului se adună într-un bazin al pompei și de acolo este transportată cu ajutorul unei pompe submersibile. Prin repartizarea sub presiune de 0,9 at, în jurul puțului prin stratul de pietriș de filtrare și prin utilizarea pompei submersibile, vidul nu mai este solicitat pentru transportul apei, astfel încît este posibilă o asecare a solurilor mai fine, formate din nisipuri fine și nisipuri curgătoare.

Un alt tip cu mult mai simplu este arătat în procedeul puțului adînc cu vid, cu transportul apei prin suprapresiune. La acest procedeu (fig.

3) spațiul de subpresiune în puț constă din camera de filtrare și camera apei. Ambele sînt închise ermetic, atît sus cît și jos, iar în peretele despărțitor, între camera filtrului și camera apei, se găsește un ventil de reținere. Îndată ce camera de apă este plină, în ea se formează o suprapresiune, cu ajutorul unui compresor, printr-o conductă de presiune care închide ventilul de reținere către camera filtrului și apa este evacuată prin conducta de absorbire.

Cele două procedee amintite se deosebesc unul față de celălalt în mod esențial prin aceea că la un puț apa este evacuată cu o pompă submersibilă, la celălalt, din contră, prin suprapresiune.

Un alt procedeu este procedeul puțurilor adînci cu vid, cu filtre cu ejector (Senkov), aplicat

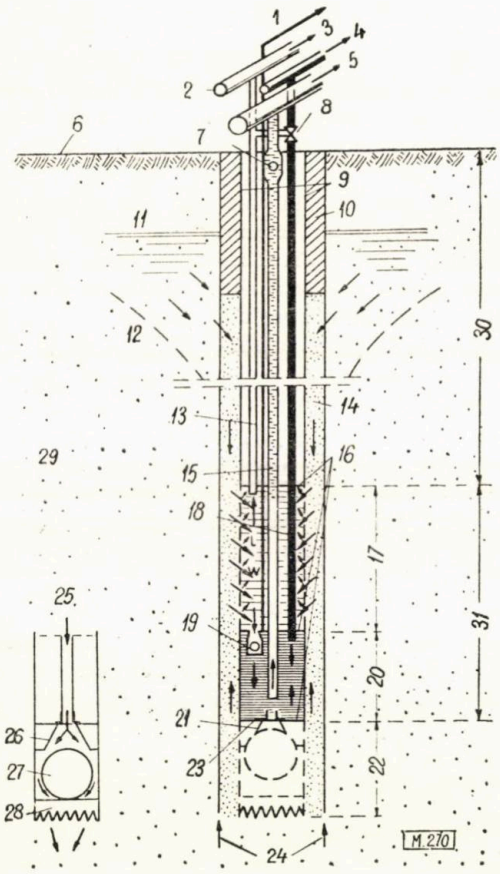


Fig. 3. Puț adînc cu vid, cu transportul apei prin suprapresiune :

1 — cablul de dirijare ; *2* — conducta principală de apă ; *3* — pompa de vid ; *4* — spre compresor ; *5* — conducta de scurgere ; *6* — suprafața terenului ; *7* — ventilul de reținere ; *8* — ventilul pentru absorbirea suprapresiunii ; *9* — țeava puțului ; *10* — dopul de etanșare ; *11* — nivelul apei subterane ; *12* — curba coborîrii nivelului ; *13* — țeava de absorbire a aerului ; *14* — pietriș de filtru ; *15* — conducta de absorbire ; *16* — închidere ermetică ; *17* — camera filtrului ; *18* — conducta compresorului ; *19* — ventilul de reținere ; *20* — camera de apă ; *21* — ventilul cu bilă ; *22* — duza de spălare ; *23* — placa de fund cu deschidere și filet pentru conducta de spălare ; *24* — tubajul sondajului ; *25* — duza de spălare în poziție de spălare ; *26* — duza de ieșire ; *27* — corpul ventilului ; *28* — capul de forare ; *29* — sol fin ; *30* — spațiul deschis al puțului ; *31* — spațiul sub presiune.

la construcția plavinskoi Ges. La săparea puțului a fost trecută o morenă de nisip a vechii văi a fluviului Dangava, ale cărei straturi — prin lucrările de cercetare făcute prin sondaje și lucrările miniere — au prezentat, datorită apei subterane, caracteristicile unui borchiș. Din această cauză susținerea a fost deformată și sculele, lăsate pe talpa lucrării, de la adîncimea de 19 m, s-au scufundat, datorită proprietății noroioase a solului. Solul consta din 58% nisip în proporție de 8—14% grăunți foarte

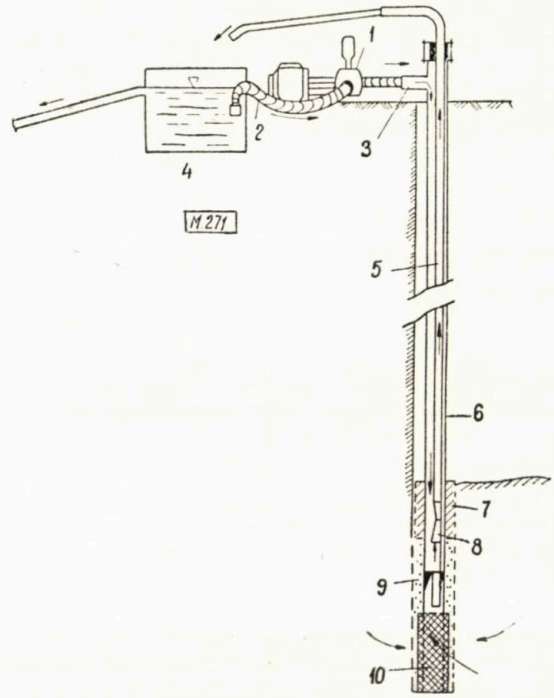


Fig. 4. Schema puțului adînc cu vid cu ejector, după Stenkov :

1 — pompa ; *2* — conducta de absorbire ; *3* — conducta de apă ; *4* — bazinul de colectare al circuitului ; *5* — conducta de transport pentru apa de funcționare a ejectorului și apa subterană ; *6* — filtrul ; *7* — dopul de lut ; *8* — ejectorul ; *9* — mantaua de pietriș ; *10* — filtrul de bachelită cu pietriș.

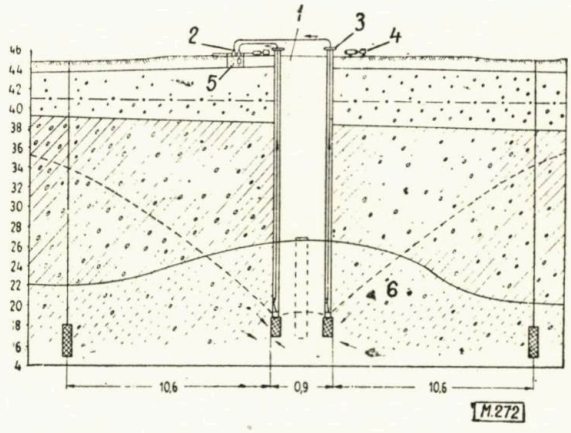


Fig. 5. Schema instalației cu ejector :

1 — puț, secțiune 1,7×0,9 m ; *2* — ieșirea apei subterane ; *3* — presetupa ; *4* — pompa ; *5* — bazinul de reglare ; *6* — ejectorul.

fini și 0,20% pietriș. La saturația aproape completă cu apă, umiditatea era de 40% și greutatea volumetrică varia de la 2,14 pînă la 1,93 t/m³. Asecarea prin vid a fost executată cu ajutorul a opt filtre cu ejector, cu o lungime de 28 m, care au fost puse în galerii de explorare la o distanță între ele de circa 0,6 m.

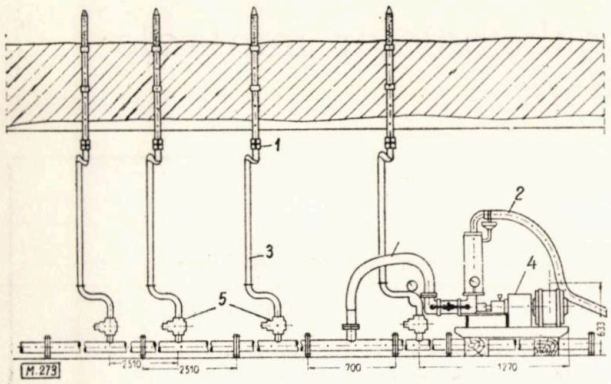


Fig. 6. Instalație cu vid pentru filtrul de înfigere: 1 — piuliță de joncțiune; 2 — conducta de refulare; 3 — conducta de absorbire de 38 mm și 65 mm ϕ; 4 — pompa de vid; 5 — ventilul de trecere.

Filtrele propriu-zise din bachelită cu pietriș au avut o lungime de 0,6—1 m și un diametru d = 130 mm. Sondajele au fost tubate. După introducerea filtrului, spațiul liber a fost umplut cu un amestec de nisip și pietriș cu o granulație de 0,5—3 mm. Partea superioară a umpluturii a fost etanșată cu un mortar de argilă pentru a se exclude absorbirea aerului din atmosferă.

Apa de funcționare a ejectoarelor a fost procurată cu ajutorul unei pompe de noroi de mare presiune, cu o presiune de regim de 10 at., (fig. 4).

Dintre filtre au lucrat în mod practic numai cinci (1, 2, 3, 4 și 8), pe cînd celelalte au stat în rezervă.

După două zile de funcționare a instalației, care la început a lucrat cu întrerupere, nivelul apei subterane a fost coborît cu 3 m sub talpa galeriei de cercetare, solul devenind în mod vizibil mai tare și mai consistent. După o perioadă de funcționare de șase zile fără întrerupere, solul prin asecarea prin vid s-a întărit, așa încît introducerea lopeții nu a fost posibilă decît printr-un efort mare.

În ambele perioade de lucru au funcționat numai cinci filtre cu ejector, cu ajutorul cărora s-a produs în zona de filtrare a rocii un vid maximum posibil de 700 mm coloană mercur, prin care masivul, care la început curgea, s-a întărit și s-a transformat în nisip tare. Indicatorii solului au fost, după influența vidului, greutatea volumetrică de 2,20 t/m³ și umiditatea maximă de 8,6—10%. Energia medie utilizată a fost, stabilită pe timpul experienței pe fiecare m³ de sol asecat și consolidat, de cel mult 0,61 kWh. Din rezultatele acestei experiențe s-a tras concluzia că acest procedeu s-a dovedit foarte eficace pentru săparea puțurilor în straturile de borchiș.

Instalație cu vid pentru filtrele înfipte. Existența galeriilor de asecare în straturile de cărbuni oferă posibilitatea să se execute o asecare prin vid a masivului acoperitor cu ajutorul filtrelor înfipte din aceste galerii, prin care apa aspirată din sol în filtre nu are nevoie de nici o evacuare specială și datorită gravitației se scurge prin furtunul de absorbire.

Instalația cu vid sovietică BY/3, pentru filtre înfipte (figura 7), arată asecarea straturilor masivului din acoperiș printr-un vid de 8 m coloană apă, care este produs cu ajutorul unei pompe cu melc. Filtrele înfipte, așezate în acoperiș, sînt legate cu colectorul aspirator cu furtunuri armate, prevăzute la un capăt cu piulițe de control, iar la celălalt capăt cu ventile de trecere. Ventilele servesc la reglarea filtrelor și la izolarea acestora de colectorul aspirator.

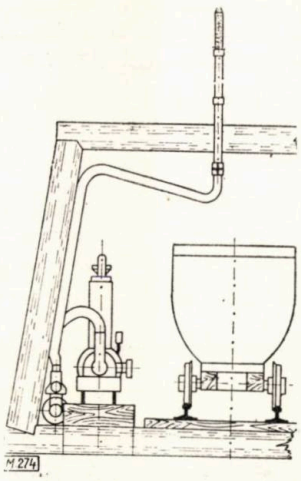


Fig. 7. Instalația cu vid sovietică BY/3.

C.Z. 622.7.08:622.36 : 622.33

Probleme de prepararea substanțelor minerale nemetalifere

Ing. C. PANDELESCU

La 29—30 august 1961 a avut loc la Freiberg, R. D. Germană, un colocviu internațional de prepararea substanțelor minerale nemetalifere anorganice, organizat de Institutul de cercetări pentru preparare (F.I.A.) din Freiberg al Academiei de Științe a R.D.G.

În cadrul acestui institut se studiază probleme privind prepararea tuturor felurilor de substanțe minerale utile, precum și a unor produse artificiale provenind de la uzinele metalurgice sau de înnobilare.

Activitatea de cercetare se desfășoară în cadrul laboratoarelor de specialitate în domeniile preparării minereurilor, preparării cărbunilor, preparării potasiului și sărurilor, preparării rocilor și substanțelor nemetalifere. Un rol important în cadrul activității de cercetare depuse îl joacă și cîteva alte secții științifice-auxiliare, ca: Secția de economia preparării, Secția de norme și standarde, Secția de documentare, precum și Secțiile de: chimie analitică, chimie organică, mineralogie, petrografie și fotografică, a căror activitate se desfășoară în strînsă legătură cu cea a Secțiilor de cercetare. Sarcinile de cercetare ale acestui institut se împart, după scopul lor, în două grupe. Prima grupă cuprinde cercetări cu caracter fundamental din domeniul preparării, care constituie puncte de plecare pentru viitoarea dezvoltare a tehnicii preparării; a doua grupă cuprinde cercetările cu caracter practic, aplicativ, ale căror rezultate constituie în majoritatea cazurilor contribuții însemnate la rezolvarea unor probleme practice ce interesează economia națională.

Colocviul științific organizat de acest institut la sfîrșitul lunii august 1961 — a doua manifestare internațională organizată de la inaugurare — a avut ca temă „prepararea substanțelor minerale nemetalifere anorganice".

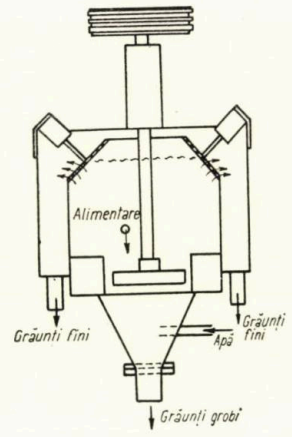
Au participat reprezentanți din 12 țări și au fost prezentate 23 comunicări, asupra conținutului cărora se face o sumară expunere în cele ce urmează.

R T. HUKKI (Finlanda)

Celula de cernere — un nou aparat pentru cernerea pe cale umedă a materialelor de dimensiuni mici

Clasarea la dimensiuni sub 1 mm se efectuează în prezent aproape exclusiv cu ajutorul aparatelor de clasare gravitațională. Folosirea unui nou aparat, propus de autorul comunicării, face posibilă cernerea în bune condiții, de asemenea pe cale umedă, în domeniul de dimensiuni cuprinse între 0,1 și 1 mm.

Acest aparat constă în principal dintr-o cutie de formă cubică în care se găsește un agitator mecanic. Partea de jos a cutiei se termină cu un con, prin care se introduce, tangențial, apa. La partea superioară, lateral, sînt fixate mai multe site înclinate, fiecare excitată de un vibrator. Tulbureala se introduce sub aceste site. Materialul fin trece prin site împreună cu tulbureala de suprascurgere. Separarea materialului grob care cade este ușurată — asemănător funcționării hidrociclonului — de forța centrifugă. Acest aparat prezintă avantajul că cea mai mare



parte a materialului grob nu vine în contact cu suprafața de cernere.

Capacitatea celulei de cernere este — la celelalte condiții constante — proporțională cu dimensiunea ochiurilor sitelor. Ea crește cu creșterea suprafeței libere de trecere, precum și cu densitatea materialului solid.

Fără adăugarea apei de spălare, eficacitatea cernerii corespunde aproape aceleia a unei cerneri fine, tehnice, pe cale uscată. Capacitatea este însă aci, la aceeași dimensiune a ochiului sitei, de 10—50 ori mai mare decît la procedeele de cernere uzuale. În prezent se construiesc în Finlanda primele celule de cernere pentru utilizare industrială.

H. F. TRAWINSKI (R.F. Germană)

Procedee de clasare și de deshidratare pentru caolinuri și nisipuri de cuarț

Autorul se ocupă de dezvoltarea preparării caolinului în ultimii 15 ani, caracterizată în Germania prin aceea că aparatele clasice de spălare au fost înlocuite prin hidrocicloane. În afară de aceasta, în S.U.A., sînt folosite, la separarea grăunților grobi, centrifugele. Sînt trecute în revistă rezultatele obținute.

În operațiile de deshidratare sînt utilizate în S.U.A., la caolinuri — pe scară industrială — filtrarea cu vid și uscarea prin difuzie. Sînt indicate rezultatele obținute în unele din aceste cazuri.

V. A. GLEMBOȚKI (U.R.S.S.)

Proprietățile de flotație ale cuarțului

Se menționează posibilitatea fie a depresării cuarțului, pentru a obține concentrate bogate de alte minerale, fie a flotării cuarțului, depresînd celelalte minerale conținute în tulbureală.

Pe baza analizei unui vast material de cercetare, se trage concluzia — căreia i se dă de asemenea și o interpretare teoretică — că în principiu nu este posibilă flotarea cuarțului pur, din punct de vedere mineralogic, cu reactivi colectori anionici. Flotația cuarțului cu colectori anionici nu este posibilă decît după activarea lui cu ioni de metale grele sau alcaline pămîntoase. Este interesant de observat că cuarțul activat cu ioni de metal greu flotează cu săpunuri și acizi grași, nu însă și cu colectori sulfhidrici (de exemplu xantați).

Este examinată în detaliu activarea cuarțului cu ioni de metale grele (fier și cupru). Plecînd de la concepțiile moderne asupra structurii cuarțului, asupra proprietăților sale fizice și fizico-chimice, ca și asupra acțiunii sale reciproce cu apa, se fundamentează teoretic mecanismul de activare și de adsorbție al reactivilor colectori la suprafața cuarțului. Sînt analizate compoziția chimică și structura stratului superficial de activare care se formează la suprafața cuarțului.

Se analizează depresarea cuarțului cu sulfură de sodiu și alți reactivi.

V. I. KLASSEN și S. A. TIHONOV (U.R.S.S.)

Asupra influenței duratei de existență a bulelor, în flotația mineralelor nemetalifere cu oleat de sodiu

Pe bază de măsurători experimentele s-a arătat că tensiunea superficială a unei picături de soluție de oleat de sodiu scade cu durata existenței picăturii.

În plus, s-a constatat că, în soluții de oleat de sodiu sau de colectori analogi, adeziunea bulelor de aer la mineralele lustruite descrește cu durata de existență a bulelor.

Aceste două fenomene arată că activitatea de flotație a unei bule de aer este funcție de timp. Ea se micșorează în mod sensibil în timpul perioadelor care corespund timpului de ședere a bulelor de aer în celulele de flotație. S-au tras următoarele concluzii:

1. La flotația cu colectori care conțin radicali lungi, trebuie să se acorde o deosebită atenție menținerii activității de flotație a bulelor de aer. Pentru aceasta este important să se realizeze o dozare precisă a colectorului, să se floteze la o concentrație a colectorului cît de joasă posibil și să se obțină un timp scurt de rămînere a bulelor în tulbureală.

2. Metodele de încercare la care timpul de rămînere a bulelor în soluție variază mult dau rezultate diferite. De exemplu, pe de o parte cazul încercărilor privind adeziunea bulelor și măsurarea unghiului de contact, pe de altă parte cazul încercărilor de flotație.

J. KLOUBEK (R.S.C.)

Contribuții la studiul flotației cuarțului

S-a studiat folosirea diferiților derivați ai 1-amino și 2-amino — 5, 6, 7, 8 — tetrahidro-naftalinei ca colectori pentru flotația cuarțului. Încercările au fost efectuate cu trei tipuri de cuarț diferite din punct de vedere genetic, într-un aparat construit în acest scop. S-a determinat dependența extracției de cuarț de consumul de colector și de valoarea *p*H-ului; de asemenea s-a studiat influența structurii reactivilor asupra capacității lor colectoare. S-a constatat că proprietățile colectoare ale reactivilor studiați sînt asemănătoare. Sînt diferențe numai în ceea ce privește cantitatea de adăugat.

Eficacitatea aminelor aromatice, ca și a aminelor alifatice, folosite ca colectori, crește cu scăderea greutății lor moleculare. În comparație

cu aminele alifatice, aminele aromatice au arătat o selectivitate mai mare. În afară de aceasta, rezultatele încercărilor arată că cele mai favorabile condiții de flotație — în special cu colectori avînd molecule cu lanțuri mai scurte — se obțin la o valoare a *p*H-ului situată în zona neutră (*p*H = 6—7). Acest fapt este apoi fundamentat teoretic.

Eficacitatea aminelor alifatice în flotația cuarțului depinde de asemenea de distanța între grupul de amine și capătul hidrofob cel mai îndepărtat al moleculei. Acesta este motivul pentru care capacitatea colectoare crește în ordinea : dibutylamină, octylamină-4 și actylamină-1.

G. TARJAN (R.P.U.)

Prepararea substanțelor minerale anorganice în R. P. Ungară

Se face o trecere în revistă a instalațiilor de preparare a substanțelor minerale anorganice din R. P. Ungară, fie puse în funcțiune în ultimii ani, fie în curs de proiectare.

1. *Prepararea caolinului de la Sarisap.* Prin spălare în tamburi rotativi, clasare în conuri a materialului <1 mm și hidrociclonarea clasei < 60 μ, se obține, pe lîngă caolin, nisip de cuarț de granulometrie 30—60 μ și nisip de turnătorie de granulometrie 60—600 μ.

2. *Prepararea argilelor de la Bank-Petenv.* Prin spălare (spălătoare rotative) și hidrociclonare se obține o argilă plastică refractară și o argilă albă pentru industria de ceramică fină. Se elimină, ca steril, nisipul de cuarț.

3. *Prepararea nisipului de curat de la Fehêrvárcsurgó.* Dintr-un nisip conținînd ca impurități oxizi de fier (0,4—0,5% Fe_2O_3) se obține prin flotație un nisip de sticlă care mai conține 0,015—0,03% Fe_2O_3. Impuritățile prezente în nisip se extrag în spumă, folosindu-se în acest scop ca reactiv colector reactivul BKI, produs de Institutul de cercetări miniere din Budapesta ; sterilul flotației reprezintă nisipul de sticlă preparat. Înainte de a fi supus flotației, materialul este spălat și clasat (tamburi rotativi, conuri clasoare și hidrocicloane).

4. *Prepararea nisipului de cuarț de la Révfülöp.* Nisipul brut < 0,6 mm, cu un conținut de 0,5—0,7% Fe_2O_3, după ce mai întîi este trecut printr-un tromel de frecare, se hidrociclonează la 0,1 mm, obținîndu-se un nisip pentru fabricarea sticlei albe, care mai conține 0,15% Fe_2O_3.

5. *Prepararea fluorinei de la Szüsvar.* Materia primă (o rocă conținînd circa 25% CaF_2), după ce se macină pînă la 80% <0,3 mm într-o moară care funcționează în circuit închis cu un hidrociclon, se trimite într-o instalație de flotație, unde se obține în final un concentrat cu 90% CaF_2, extracția în substanță utilă fiind 80%. Reactivul folosit : o emulsie de acid oleic și gas-oil.

6. *Prepararea aplitei de la Szekesfehërvár.* Materia primă, după deșlamare, este măcinată sub 500μ și apoi trimisă la o instalație de flotație, unde se flotează parte din oxidul de fier conținut, folosind ca reactiv colector sulfonat de petrol oxidat. Sterilul flotației mai conține 0,25% Fe_2O_3 și este utilizabil la fabricarea sticlei albe.

7. *Prepararea caolinului de la Szegilong.* Materia brută conține elemente dăunătoare legate în rețeaua cristalină a caolinului, care nu pot fi îndepărtate prin metode fizice obișnuite. Calitatea acestui caolin a fost ameliorată prin amestecarea lui cu un adaos de 20% illit de Füzérradvány. Se obține astfel o materie primă pentru fabricarea de cărămizi refractare de calitate superioară.

D. OCEPEK și K. SLOKAN (R.P.F. Iugoslavia)

Prepararea uscată a caolinului

Sînt prezentate cercetările asupra preparării uscate a caolinului efectuate în laboratorul de preparare a Institutului de mine din cadrul Universității din Ljubljana.

Pentru prepararea uscată, caolinul a trebuit să fie uscat pînă la un conținut de apă sub 0,5%.

Caolinul uscat a fost măcinat într-o moară de laborator din porțelan, cu bile din porțelan. S-a constatat că încărcătura de bile nu trebuie să depășească 25% din volumul morii, iar cantitatea de material, de asemenea, nu trebuie să depășească 30% din volumul încărcăturii de bile. Altfel, grăunții de cuarț — și în particular grăunții de carbonat — sînt măcinați prea tare, în timp ce caolinita ar fi deja brichetată.

După o durată de măcinare de 30 minute, materialul este practic total măcinat. Caolinitul se găsește cel mai adesea în fracțiunea granulometrică 3—6 μ, restul elementelor fiind cuprinse în gama de grăunți 40—60 μ.

Pe baza acestei diferențe granulometrice a fost posibilă separarea elementelor de caolin cu ajutorul cicloanelor. Cele mai bune rezultate s-au obținut cu un ciclon cu diametrul de 155 mm, avînd orificiul de alimentare de secțiune dreptunghiulară : lungimea părții cilindrice a ciclonului a fost de 0,8 ori diametrul, iar lungimea părții conice a fost de 2,5 ori diametrul ciclonului. Fracțiunea grobă era constituită în proporție de 60—80% din particule mai mari de 60 μ ; ea nu conținea grăunți sub 20 μ.

La încercările efectuate, extracția utilă în greutate a fost cuprinsă între 30 și 45%. Aceasta poate fi considerată ca bună, deoarece după analiza mineralogică șistul sericitic examinat nu conținea decît pînă la 52% caolinit și illit. Pentru obținerea unei extracții de caolin superioare se propune trecerea grăunților grobi printr-o instalație de spălare.

Caolinita obținută prin acest procedeu uscat a fost — conform încercărilor efectuate într-o fabrică de hîrtie — de foarte bună calitate.

E. HORALKOVA (R.S.C.)

Cîteva concluzii asupra încercărilor de preparare a aluminei

Una dintre principalele consumatoare ale aluminei este industria ceramică. Cerințele acesteia privind calitatea, omogenitatea, granulometria, compoziția chimică, ca și comportarea la uscare și ardere a aluminei sînt foarte riguroase. Pentru acest motiv se impune o preparare a aluminei brute. S-au executat încercări de laborator și semiindustriale cu cîteva tipuri de alumină. Acestea se deosebeau între ele prin gradul lor de solidificare, prin conținutul cantitativ și calitativ de minerale argiloase, conținutul în cuarț, ca și prin conținutul altor constituenți de impurificare, ca muscovita, pirita și limonita.

S-a studiat comportarea în timpul sfărîmării, punerea în suspensie în apă, clasarea, îmbogățirea, precum și deshidratarea.

În special, a prezentat dificultăți punerea în suspensie, în apă, a halloisitei. La clasare și concentrare au produs dificultăți muscovita și limonita fin diseminate, iar la deshidratare cantitatea mare de elemente organice, ca și proporția mare de particule $< 1\,\mu$.

V. HENCL și CIBULKA (R.S.C.)

Flotația cu sulfat alchilic a baritei din minereurile de carbonat de fier

Cu ajutorul diferitelor metode de cercetare în laborator, s-au determinat — mai întîi pe minerale pure — posibilitățile de separare corbonat de fier-barită, prin flotația cu acid oleic, sulfat alchilic și alchilamină. Rezultatele măsurătorilor asupra unghiurilor de contact indică posibilitatea flotației selective a baritei cu acid oleic în domeniul valorilor de *p*H mai mari ca 9. Ea poate fi posibilă de asemenea cu petrol oxidat și în special cu lauril sulfat de sodiu, într-o tulbureală puternic alcalină. Din contră, flotația selectivă a baritei cu octadecilamină clorhidrat nu este posibilă decît la valori ale *p*H-ului sub 2,5.

Sulfații alchilici se consideră ca fiind colectorii cei mai indicați pentru separarea baritā-carbonat de fier. Încercări de laborator cu Syntapon CP au arătat că la conținuturi ridicate de cuarț și de șist în alimentare trebuie efectuată depresarea acestora cu silicat de sodiu. În cursul încercărilor într-o instalație continuă, s-au întîmpinat dificultăți determinate de formarea unei spume prea puternice. Aceasta s-a putut evita prin folosirea unei emulsii de alchilsulfat în petrol oxidat. În plus, prin emulsionare s-a împiedicat formarea micelelor.

Este determinantă utilizarea unor acizi oleici avînd lanțuri scurte de hidrocarburi, deoarece aceștia sînt singurii colectori selectivi pentru barită.

Cu un minereu conținînd în medie 43% $BaSO_4$, 8,5% Fe și 26,6% SiO_2 s-a executat o încercare industrială în cursul căreia s-au folosit următorii reactivi : emulsie de Syntapon CP în petrol oxidat, 2 000 g/t, și silicat de sodiu, 800 g/t.

Pentru reducerea cantității de spumă a fost necesară o deșlamare a minereului supus flotației.

Aplicînd o schemă de flotație cu două reflotări ale concentratului primar și o flotație de control, s-a obținut în final un concentrat cu 94—98,5% $BaSO_4$, extracția de substanță utilă variind între 62 și 95%.

K. SKALA și J. JANKAREK (R.S.C.)

Concentrarea magnezitei prin metoda cu mediu dens și flotație

Principalii componenți ai magnezitei brute slovace, adică magnezita și dolomita, nu se deosebesc decît într-o mică măsură în ceea ce privește proprietățile lor chimice și fizice, astfel încît pentru a-i putea separa este necesar să se aplice metode de preparare de mare precizie.

Ținînd seamă de aceasta, s-a aplicat separarea în mediu dens pentru materialul > 2 mm și flotația pentru materialul fin.

Instalația de laborator pentru preparare în mediu dens, cu care s-au executat încercările, constă într-un separator cu roată de ridicare și un hidrociclon. Separatorul cu roată de ridicare a fost alimentat cu materialul > 10 mm, iar ciclonul cu material cuprins între 2 și 10 mm.

Plecînd de la un material cu conținut de circa 40% MgO, 3% CaO și 3% SiO_2, s-a obținut un concentrat de magnezită cu aproximativ 45% MgO, 1% CaO și 1% SiO_2, care corespunde cerințelor industriei materialelor refractare.

În R.S.C. au fost proiectate mai multe instalații de prepararea magnezitei în mediu dens, prima fiind deja pusă în funcțiune la Kosice. Flotatia minereului prezintă de asemenea dificultăți, datorită asemănării proprietăților componenților minerali prezenți.

S-a reușit să se înlocuiască acidul oleic — folosit inițial ca colector — cu petrol oxidat. Acesta din urmă nu numai că este mai ieftin decît acidul oleic, dar are și calități spumante, ceea ce a determinat posibilitatea renunțării la ulei de pin.

Pentru depresarea componenților calcaroși s-a folosit un extract de lemn de pin (tanin), iar pentru depresarea cuarțului, silicat de sodiu.

Această combinație de reactivi prezintă un anumit dezavantaj, determinat de faptul că la concentrații de tanin prea ridicate toți carbonații — deci și magnezita — sînt în totalitate depresați.

Într-o încercare semiindustrială, pornind de la o alimentare cu 42,7% MgO, 2,3% CaO și 2,1% SiO_2, s-a obținut un concentrat cu 45% MgO, 1,15% CaO și 0,1% SiO_2.

A. STOIAN, L. RIBAKOV și D. BUTUCESCU (R.P.R.)

Obținerea concentratelor de disten din micașisturi cu conținut redus de disten

Sînt prezentate rezultatele încercărilor cu privire la determinarea posibilităților de preparare a unui minereu conținînd 6,5—7% disten, 40% curat, 30% muscovit, 6% biotit, 10% almandit și 5% feldspat.

Minereul brut este sfărîmat la —10 mm; are loc o sfărîmare selectivă, astfel că materialul < 1 mm, reprezentînd 50% din materialul de alimentare, cu un conținut de 1—2% disten, poate fi îndepărtat.

În continuare materialul rămas este supus unei separări magnetice pentru eliminarea mineralelor feroase.

Produsul nemagnetic conține 17—19% disten și circa 2,5% Fe_2O_3. În continuare este posibil ca prin flotație să se obțină un concentrat de disten cu un grad ridicat de îmbogățire. Dar, din considerente economice, este recomandabil ca înaintea flotației să se facă o operație de alegere pe masă, prin care produsul nemagnetic este îmbogățit pînă la 33—37% disten. Prin flotația acestui preconcentrat se poate obține un concentrat care conține 85% disten — ceea ce corespunde la aproximativ 55% Al_2O_3, 1,2—2% Fe_2O_3 și 2,5% RO + R_2O, extracția de substanță utilă fiind de 81%. Produsul obținut corespunde prescripțiilor impuse de industria materialelor refractare, unde el își găsește aplicație.

Reactivii folosiți la flotație au fost oleat de sodiu, ca colector, și acid citric, ca depresant pentru gangă. Ionii de fier prezenți în tulbureală împiedică bunul mers al procesului de flotație, astfel că nu este indicată folosirea morilor de oțel.

I. N. PLAXIN și N. F. OLOFINSKI (U.R.S.S.)

Prepararea electrică a materialelor cu textură fibroasă (de exemplu a unui minereu cu crisotil și azbest)

În instalațiile de preparare a azbestului, existente în Uniunea Sovietică, materialul este supus unor operații de sfărîmare și cernere în mai multe trepte, fibrele libere fiind separate pe ciururi mobile. Acest procedeu prezintă o serie de dezavantaje, care constau mai ales într-un consum ridicat de energie — determinat de necesitatea uscării complete a meterialului —, o mare îngrămădire de materiale și o puternică degajare de praf.

Prin aplicarea acestui procedeu se obțin extracții de substanță utilă care nu depășesc 75% deci destul de reduse.

În Uniunea Sovietică, utilizarea separatoarelor electrice cu efect corona, cu cameră, a dat în multe rînduri bune rezultate la clasarea și desprăfuirea materialelor fine.

Sînt prezentate încercările prin care s-a studiat posibilitatea aplicării în condiții avantajoase a acestor separatoare la prepararea azbestului.

Separatorul cu efect corona se compune, în principal, dintr-o cameră închisă în care sînt așezate față în față electrozii. Firele de emisie sînt fixate pe un cadru unul sub altul.

Materialul este alimentat în spațiul dintre electrozi, căzînd deci într-un cîmp electric; particulele sînt încărcate și deviate mai mult sau mai puțin de la traiectoria lor, astfel că pot fi evacuate apoi diferitele produse.

Încercările executate cu un minereu cu crisotil și azbest de la Bașenov (Ural) au arătat că, utilizînd separatorul cu efect corona, cu cameră, se pot obține fibre de azbest nu numai din materialul brut, ci și din sterilul de la instalațiile existente, fibrele fiind recuperate aproape în întregime în produsul fin. Prin cernerea particulelor fine < 0,25 mm, este posibil a concentra azbestul în refuz, în proporție de 99,9%.

Se propune deci un procedeu care nu mai prezintă dezavantajele menționate mai înainte. Sfărîmarea în mai multe trepte este urmată de o concentrare în două trepte în separatoare cu efect corona, cu cameră, și de o cernere, pentru separarea azbestului din produsele fine. Produsul grob de la primul separator — după descompunerea în fibre — este alimentat la al doilea separator, la care sterilele sînt îndepărtate. Acestea sînt separate cu ajutorul separatoarelor cu efect corona, cu cameră, în fracțiuni granulometrice strînse, putînd fi apoi utilizate ca agregate de materiale de construcție. Azbestul este separat din produsele fine, pe site.

R. TESTUT și A. DESNOËS (Franța)

Concentrarea prin flotație a fosfatului calcic de la Taiba (Senegal)

Zăcămîntul de fosfați de la Taiba este asemănător cu cel din Florida și conține ca elemente fosfatice oolite, constituite din fluorapatită, și în plus coprolite, aglomerate de oolite și resturi fosile. Ganga se compune mai ales din silice, alături de care apar compuși feroși și aluminoși („feral").

În cazul unui astfel de minereu este indicată aplicarea flotației cu acizi grași.

Prin eliminarea fracțiunilor grobe sărace în fosfat și prin deșlamare, necesar a fi aplicată înaintea flotației, fosfații sînt deja considerabil îmbogățiți.

De asemenea, înaintea flotației, suprafața grăunților trebuie să fie curățată printr-o operație de frecare.

S-a găsit că este favorabil a flota separat fracțiunile < 0,3 mm și 0,3—0,8 mm.

Concentratele, în care se recuperează 90% din conținutul de fosfat al alimentării flotației, conțin 38% P_2O_5.

Colectorii cei mai eficace s-au dovedit a fi uleiurile de tall rafinate, cu un conținut slab de acizi rășinoși. Dar, din cauza lipsei de selectivitate, aceștia trebuie să fie dozați foarte precis. Silicea și „feral"-ul sînt depresați prin adăugare de silicat de sodiu. Realizarea unui *p*H cuprins între 8-10 — care s-a dovedit a fi cel mai favorabil — se face prin adaos de carbonat de sodiu. Flotația trebuie să se execute în apă dulce, contrar crește consumul de reactivi și scade selectivitatea.

În anul 1961 a fost pusă în funcțiune la Taiba o instalație — lucrînd după metoda indicată — cu o capacitate de 600 000 t concentrat pe an.

J. FORMANEK și J. KRIZEK (R.S.C.)

Prepararea grafitului în instalația de la Netolice

În anul 1942 a fost construită la Netolice o instalație centrală pentru prepararea grafitului macrocristalin, provenit din zăcămintele din Boemia meridională. După război această instalație a fost modernizată, iar în 1960 a fost transformată în așa fel încît să permită prepararea și a grafitului microcristalin.

Instalația are două linii care permit tratarea separată a celor două tipuri de grafit.

Minereul cu grafit macrocristalin este măcinat pînă la 60—70% $< 70\,\mu$ și apoi supus flotației cu flotol A și petrol.

Se obține un preconcentrat, care este remăcinat în trei trepte și reflotat. În final se obține un produs care conține 85% C, recuperarea fiind de 70%.

Minereul cu grafit macrocristalin este măcinat pînă la 86—91% $< 75\,\mu$. Produsul obținut la prima treaptă de flotație este remăcinat pînă la 100% $< 75\,\mu$ și reflotat. Se obține un concentrat final cu 80% C, recuperarea fiind de 80%.

În instalația de la Netolice se utilizează cu succes hidrocicloanele pentru clasarea și îngroșarea preconcentratelor și a produselor intermediare.

J. PROCHAZKA și Z. PETRIK (R.S.C.)

Prepararea unor minereuri sărace de grafit din Boemia Meridională

Sînt prezentate încercările de laborator, semiindustriale și industriale, efectuate cu două minereuri de grafit din Boemia meridională.

Pentru a obține concentrate de grafit suficient de bogate, s-a aplicat procedeul flotației în mai multe trepte, cu remăcinarea produselor de la flotația primară și apoi reflotarea lor. S-a constatat că rezultatele obținute în laborator și la scară semiindustrială nu au putut fi reproduse la scară industrială, astfel că înainte de a trece la proiectarea instalației de preparare s-a impus efectuarea de încercări industriale.

Deoarece grafitul obișnuit este destinat tehnicii nucleare, electronice și telecomunicațiilor, s-a impus purificarea concentratelor obținute la flotație, pe cale chimică.

Sînt prezentate încercările efectuate pe bază de considerații teoretice, pentru determinarea condițiilor de aplicare a unui procedeu de leșiere acidă sau alcalină.

Puritatea concentratelor a putut fi de asemenea ridicată printr-o topire în prezența de substanțe alcaline.

Pe baza rezultatelor favorabile obținute în laborator și la scară semiindustrială s-a trecut la proiectarea și construcția unei instalații industriale cu o capacitate de 1,1 t grafit pe zi.

S-au efectuat de asemenea încercări de măcinare foarte fină a grafitului, reușindu-se să se obțină un produs care prin finețea și puritatea sa este utilizabil în tehnica telecomunicațiilor.

A. PFEFFER (R. P. Polonă)

Prepararea unor minereuri de sulf în Polonia

Sînt prezentate rezultatele unor încercări efectuate în laborator și apoi la scară pilot în vederea stabilirii condițiilor de preparare a minereului de sulf de la Tarnobrzeg.

În instalația-pilot, minereul brut, conținînd în mediu 25% S, este sfărîmat în trei trepte și apoi măcinat într-o singură treaptă pînă la —1 mm.

Umiditatea ridicată și conținutul mare de argilă al minereului produc mari dificultăți la sfărîmare. Acestea au putut fi înlăturate prin spălarea minereului brut. Concentrarea minereului se face prin flotație la care se utilizează terebentina și petrolul, ca colectori și spumanți, și silicatul de sodiu, ca depresant pentru steril. Se obține un concentrat cu circa 86% S, extracția de sulf fiind de 85%.

După desecare în centrifuge și uscare termică, concentratul obținut este topit la 135°C și apoi filtrat sub presiune, după care sulful pur se soldifică în blocuri.

J. BIALAS și J. PLACZEK (R. P. Polonă)

Măcinarea uscată a produselor sulfuroase

Anumite procedee de preparare a sulfului elementar impun o măcinare a materialului pe cale uscată. Cum există pericolul ca în aer sulful fin măcinat să facă explozie, iar la clasarea cu aer a materialului măcinat se întîmplă dificultăți, s-au executat încercări în laborator cu scopul de a constata pînă la ce punct pot fi măcinate uscat produsele sulfuroase.

Încercările efectuate cu o moară de laborator cu dimensiuni de 0,3 × 0,3 m, lucrînd în circuit cu un clasor cu aer, au arătat că este posibil a măcina pe cale uscată, pînă la sub 0,1 mm, nu numai produsul brut, ci chiar și produsele filtrate, uscate, de la rafinare.

În timpul încercărilor de laborator nu s-au produs explozii. Desigur că prin aceasta nu s-a dovedit inevitabilitatea producerii de explozii în instalațiile industriale. Acestea sînt însă imposibile atunci cînd materialul este măcinat autogen. În acest sens s-au efectuat încercări într-o moară de laborator cu diametrul de 0,5 m și lungimea de 0,11 m aflată în circuit cu un clasor cu aer. S-a reușit a se măcina autogen o probă cu mărimea grăunților de 40 mm, pînă la finețea prescrisă de 2 mm.

F. SPETL și J. HORAKOVA (R.S.C.)

Asupra problemei preparării zgurilor

La producerea fontei după procedeul Renn trebuie să se adauge praf de cocs, care în parte se elimina cu zgurile și pînă în prezent se pierdea. În afară de aceasta un conținut ridicat de cocs face ca zgurile să nu poată fi utilizabile în industria construcțiilor.

Pentru a recupera cocsul din zgurile măcinate, s-au executat încercări într-o mașină de zețaj, de laborator, special construită pentru acest scop, cu fracțiunile de zguri + 3,5 și 1,25—3,5 mm; s-a urmărit, în același timp, în stratul zețat — cu ajutorul unor grăunți colorați de densități determinate — traiectoriile particulelor.

Rezultatele încercărilor, încă în curs, efectuate pînă în prezent, sînt favorabile și întrevăd rezolvarea cu succes a problemei preparării zgurilor de furnal.

W. BERGER (R.D.G.)

Studiu asupra separării fluorină-barită

Cel mai adesea flotația selectivă fluorină-barită se aplică în condiții care o fac sensibilă la influențe secundare, rezultate satisfăcătoare obținîndu-se numai la o dozare a reactivilor și o reglare a *p*H-ului foarte precise.

Un procedeu foarte stabil îl constituie însă acela la care este flotată mai întîi fluorina, cu sulfat alchilic, și apoi barita, cu acid oleic. Totuși și în acest caz intervin dificultăți de altă natură, pentru a căror înlăturare s-au făcut cercetări. Astfel, un dezavantaj important al sulfatului alchilic constă în aceea că el produce o spumă foarte stabilă. Acest fenomen poate fi diminuat în mod considerabil printr-o deșlamare a materialului înaintea flotației.

Cînd aceasta nu este suficientă, se recomandă distrugerea mecanică a spumei folosind o centrifugă identică cu acelea utilizate în industria chimică, în scopuri asemănătoare.

Cu cît grăunții $> 100\,\mu$ sînt prezenți în cantitate mai mare în materialul supus flotației, cu atît scade extracția de $BaSO_4$. Datorită acestui fapt, pierderile de substanță utilă care se produc în mod inevitabil la deșlamare nu pot fi micșorate printr-o măcinare ceva mai grobă.

Pentru deșlamarea materialului înainte de flotație, cel mai indicat s-a constatat a fi hidrociclonul. Încercările executate au arătat că la deșlamarea cu hidrociclon într-o singură treaptă, circa 25% din fracțiunea $< 50\,\mu$ se pierde în șlamul foarte fin, în timp ce în două trepte aceste pierderi pot fi reduse la circa 10—15%.

Încercări industriale efectuate după metoda propusă, cu un minereu conținînd 22% $BaSO_4$ și 57% CaF_2, au dus la obținerea de produse vandabile.

N. RADEV și P. HADJIEV (R. P. Bulgaria)

Efectul substanțelor tanice naturale în flotația barită-calcită

Cel mai adesea, în flotația selectivă barită-calcită, calcita este depresată cu tanin sau cu alte substanțe tanice naturale. Prin substanțe tanice naturale se înțeleg compușii care sînt conținuți în celula vegetală și care posedă proprietăți tanante. Taninii sînt clasificați după natura compușilor în hidrolizabili și condensați. La primii, nucleii de benzen sînt combinați cu atomi de oxigen, la ultimii, cu atomi de carbon.

Cu scopul lămuririi efectului cîtorva reprezentanți tipici ai celor două categorii de tanin, asupra comportării la flotație a baritei și calcitei, s-au efectuat încercări într-un tub cu agitator mecanic.

Drept colector s-a folosit un săpun de sulfat brut, rezultat ca rebut la o fabrică de celuloză.

Tote substanțele tanice depresează barita și calcita (aceasta din urmă a fost depresată mult mai puternic). Produsele hidrolizabile (ca taninul chinezesc, taninul de castan etc.) sînt depresanți mai puternici decît cele condensate (quebracho etc.). Taninul de ienupăr s-a dovedit cel mai eficace pentru flotația selectivă barită-calcită.

Proprietățile depresante ale taninilor se explică prin aceea că, în condițiile flotației, micelii lor hidrofili sînt adsorbiți la suprafața particulelor minerale. Cum acești miceli sînt mai lungi decît moleculele de colector, bulele de aer nu pot atinge părțile superficiale ale particulelor minerale acoperite de colector și nu pot adera, deci, la acestea.

H. KIRCHBERG şi D. UHLIG (R.D.G.)

O contribuţie la prepararea nisipurilor feldspatice

În gresiile pestriţe din Thuringia s-a descoperit o serie de nisipuri feldspatice, care conţin în medie 30% feldspat — în special ortoclaz — 0,1—0,3% Fe_2O_3 şi 0,06—0,18% TiO_2.

Nisipurile de Kahla sînt cele mai indicate pentru preparare, deoarece conţin cea mai redusă cantitate de grăunţi foarte fini, conţinutul lor în fier şi titan este mai scăzut şi o mare parte din feldspat se găseşte sub forma unei fracţiuni granulometrice imediat flotabile. Trebuie să se ţină seama de faptul că particulele de feldspat permit o flotaţie numai pînă la dimensiunea de aproximativ 300 μ.

Feldspatul conţinut în fracţiunile granulometrice mai grobe poate fi recuperat prin flotaţie numai după o prealabilă măcinare. Fracţiunea + 500 μ este foarte săracă în feldspat, astfel încît ea poate fi separată prin clasare înainte de operaţia de îmbogăţire; materialul fin < 60 μ este foarte bogat în fier şi titan, aşa încît el trebuie să fie de asemenea eliminat.

Înainte de a flota feldspatul cu amine, într-o tulbureală puternic condiţionată cu acid fluorhidric, trebuie pe cît posibil să fie înlăturate prin frecare încrustaţiile de caolin şi limonit de pe particulele de nisip.

Pornind de la fracţiunea 60—300 μ, se poate obţine un concentrat cu 85—90% feldspat şi mai puţin de 0,25% Fe_2O_3, extracţia de substanţă utilă fiind de 85—90%. Acest concentrat se încadrează în majoritatea cazurilor în prescripţiile impuse de industria ceramică.

Referatele au fost prezentate în ordinea expunerii în cadrul colectivului.

Ingineri şi tehnicieni

Apar:

Revistele tehnice de specialitate, elaborate de Asociaţia Ştiinţifică a Inginerilor şi Tehnicienilor, aduc la cunoştinţă cadrelor tehnice din producţie, învăţămînt, cercetare şi proiectare ultimele realizări obţinute în ştiinţele tehnice din ţară şi străinătate.

AUTOMATICA ŞI ELECTRONICA
CELULOZĂ ŞI HÎRTIE
ELECTROTEHNICA
ENERGETICA
HIDROTEHNICA
INDUSTRIA LEMNULUI
INDUSTRIA TEXTILĂ
INDUSTRIA UŞOARĂ
METALURGIA ŞI CONSTRUCŢIA DE MAŞINI
PETROL ŞI GAZE
REVISTA DE CHIMIE
REVISTA INDUSTRIA ALIMENTARĂ — PRODUSE ANIMALE
REVISTA INDUSTRIA ALIMENTARĂ — PRODUSE VEGETALE
REVISTA MINELOR
REVISTA PĂDURILOR
REVISTA TRANSPORTURILOR
TELECOMUNICAŢII

Un abonament anual pentru ingineri şi tehnicieni lei 30, pentru biblioteci, instituţii, cabinete tehnice etc. lei 100, prin cont virament nr. 070 124 B.R.P.R.-Filiala I. V. Stalin

Abonamentele se primesc la sediul Consiliului Central ASIT

Bucureşti — Calea Victoriei nr. 118 — Raionul I. V. Stalin — Telefon 14.06.24.

Lexiconul Tehnic Romîn

O lucrare enciclopedică în domeniul tehnicii şi al ştiinţelor ei de bază

Dezvoltarea economiei noastre naţionale, datorită avîntului industriei şi al tehnicii, cere oamenilor muncii să-şi ridice necontenit nivelul profesional, să-şi lărgească continuu sfera de cunoştinţe tehnice, pentru a contribui din plin la creşterea şi perfecţionarea neîntreruptă a producţiei socialiste, pe baza tehnicii celei mai înalte.

Răspunzînd acestei necesităţi şi aplicînd în practică directivele partidului şi guvernului, Editura tehnică a tipărit între anii 1949—1956 prima ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn, elaborat de Asociaţia Ştiinţifică a Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Populară Romînă (ASIT).

La realizarea acestei lucrări au contribuit cîteva sute de colaboratori — academicieni, membri corespondenţi ai Academiei R.P.R., doctori în ştiinţe, cadre universitare dintre cele mai calificate, ingineri şi tehnicieni care activează nemijlocit în aproape toate ramurile industriale, laureaţi ai Premiului de Stat etc.

Lexiconul Tehnic Romîn ediţia I a apărut în şapte volume cuprinzînd 48 763 de termeni directori cu toate subdiviziunile lor şi circa 6 500 figuri.

Apariţia numeroaselor ramuri noi de producţie, dezvoltarea rapidă pe care a luat-o tehnica în ultimii ani şi creşterea numărului celor care folosesc tehnica, cît şi precizările făcute în multe domenii ale terminologiei tehnice de către Academia R.P.R. şi Oficiul de Stat pentru Standarde au dus la publicarea noii elaborări a acestei lucrori.

Noua ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn este elaborată de un colectiv mai lărgit al ASIT.

Concepută în 16 volume, noua elaborare cuprinde un vast material documentar din 70 de discipline de bază şi va prezenta în circa 10 000 de pagini 70 000 de termeni directori şi aproximativ 17 000 de figuri.

În noua lui formă, Lexiconul reflectă nivelul înalt la care s-a ridicat capacitatea de cercetare, de proiectare şi de producţie din ţara noastră, sub impulsul industrializării socialiste a ţării şi al cuceririlor noi, romîneşti şi mondiale, ale ştiinţei.

Noua ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn cuprinde o informare tehnică mai amplă, atît în ceea ce priveşte numărul de termeni trataţi cît şi întinderea şi profunzimea fiecărui text explicativ, bazată pe progresul tehnicii şi al ştiinţei. Numărul de discipline s-a mărit, cuprinzînd ramuri noi ca : Pedologia, Televiziunea, Plasticitatea, Fizica atomică nucleară etc.

S-au introdus mulţi termeni noi, ca : Acoperire, Adaos, Metalurgie, Aerofar, Automatizare, Aeromagnetometrie, Bureză, Calculator electronic etc.

S-a realizat o ordonare mai sistematică a materialului şi o unificare a terminologiei tehnice şi ştiinţifice, de comun acord cu lucrările lexicografice ale Academiei R.P.R. şi cu Oficiul de Stat pentru Standarde.

Aspectul grafic al lucrării a fost schimbat. S-a folosit formatul mare Z5—205/265 mm cu un număr mai mare de semne tipografice pe pagină, cu o ilustraţie bogată şi pe hîrtie velină.

Pînă în prezent au apărut primele opt volume ale noii ediţii a Lexiconului Tehnic Romîn, totalizînd 4 947 de pagini, circa 26 974 de termeni directori, 7 742 de termeni secundari explicaţi în text şi 9 606 de figuri.

Următoarele opt volume (vol. IX—XVI) vor apărea în anii 1961—1964, cuprinzînd literele H—Z, iar preţul fiecărui volum va fi de 100 lei.

Noua elaborare a Lexiconului Tehnic Romîn va intra în tezaurul culturii ca un bun social şi va deveni un îndrumător preţios pentru ingineri, tehnicieni, cercetători, cadre didactice, militari, studenţi şi muncitorii cu un nivel mai ridicat.

I. P. 2. c. 4147.

REVISTA MINELOR

ANUL XII NR. 11 NOIEMBRIE 1961

СОДЕРЖАНИЕ

Бумбу В.: **К вопросу усовершенствования привода шахтных подъемных установок.** В статье анализируются вопросы привода шахтных подъемных установок. На основании теоретического исследования рекомендуется привод с двумя асинхронными двигателеями с различным числом оборотов, но с одинаковым моментом вращения.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 477—481

Ли Ин Хоан и Ким Зин Ги: (выпускники Петрошанского горного института им. Г. Георгиу-Деж): **Изучение смещения поверхности под влиянием горных разработок в бассейне Кымпулунг-Мусчел.** После краткого теоретического изложения вопроса смещения поверхности авторы излагают способ, примененный при измерениях определения влияния подземной разработки, на смещение поверхности на ряде шахт в бассейне Кымпулунг-Мусчел. Во второй части статьи приведены результаты этих измерений, и соответствующие рекомендации по разработке угля и управлению горного давления.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 482—492

Думитреску В.: **Критерии учета и снижения себестоимости разведочного бурения.** В статье анализируются методы учета расхода материалов при разведочном бурении, причем особо отмечаются погрешности, возникающие при учете. Во избежание погрешностей предлагается изменение методов расчета, определение на основе лабораторных испытаний показателя буримости. а также усовершенствование учета расхода материалов и себестоимости.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 493—498

Бабеш А.: **Методика опробования месторождений калиевых и магниевых солей.** После краткой характеристики месторождений калиевых и магниевых солей, автор приводит описание методики их опробования причем особое в нимание уделяется комплексному опробованию.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 499—503

Баку Д.: **Напряжение и поведение сцепок шахтных вагонеток.** Автор приводит сравнительный анализ различных типов вагонеточных сцепок и рассматривает на основе ряда испытаний и статистических данных неисправности, применяемых в Румынии конструкций сцепок. В заключение предлагается широкое применение сцепок типа Валя Жиулуй, а также их усиление в случае увеличения грузоподъемности вагонеток.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 504—507

ТЕХНИЧЕСКИЕ ЗАМЕТКИ

* * *: **Интерпретация результатов, полученных при проходке штреков.**

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 511—512

* * *: **О вакуумном способе и его применении при осушении.**

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 512—515

РЕЦЕНЗИИ

INHALT

Bumbu V.: **Beitrag zur Verbesserung des Antriebs von Fördermaschinen.** In dem Aufsatz werden die Probleme des Antriebs von Fördermaschinen behandelt; an Hand eines praktischen Beispiels und der theoretischen Betrachtungen wird der Antrieb mit zwei Asynchronmotoren bei verschiedenen Drehzahlen und gleichem Drehmoment vorgeschlagen.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 477—481

Li Iu Hoan and Kim Zin Ghi (Absolventen des Berginstitutes „Gh. Geohrghiu-Dej" von Petroşani): **Studium der Bewegung des Deckgebirges infolge Abbauarbeiten in dem Kohlenbecken von Cîmpulung-Muşcel.** Nach einer kurzen Betrachtung der Theorie von Bergschäden, werden von den Verfassern die für die Bestimmung des Einflusses von Abbauarbeiten auf die Bewegung des Deckgebirges bei einigen Gruben des Kohlenbeckens von Cîmpulung durchgeführten Messarbeiten dargestellt. Nach der Ausarbeitung der Ergebnisse dieser Messungen geben die Verfasser Hinweisungen auf die geeigneteste Art der Durchführung des Kohlenabbaues und des Absenkens des Hangenden.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 482—492

Dumitrescu V.: **Kriterien für die Verfolgung und Herabsetzung der Unkosten bei der Schürfbohrung für Erzaufsuchen.** Man behandelt die Art der Eintragung und des Verbrauches der Materialien im Falle einer Schürfbohrung, um die begangenen Fehler zum Vorschein zu bringen. Die Vermeidung dieser Fehler kann durch Berichtigung der üblichen Verrechnungssysteme, Festlegung durch Versuche der Bohrkennziffer und Verbesserung der Evidenz des Verbrauches von Materialien und der Unkosten erzielt werden.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 493—498

Babeş Al.: **Die Prüfungsmethodik der Kali- und Magnesiumsalzlagerstätten der R V R.** Nach der Darstellung der Eigentümlichkeiten der Kali- und Magnesiumsalzlagerstätten, beschreibt der Verfasser die Prüfungsmethodik dieser Vorkommen für verschiedene Zwecke durch verischiedene Arten von Schürfarbeiten, woraus sich die Notwendigkeit einer vollkommenen Prüfung und des Herausgebens von besonderen Anweisungen ergibt.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 499—503

Bacu A.: **Beanspruchungen und Verhalten der Wagenkupplungen.** Der Verfasser betrachtet die verschiedenen Arten und die Ursachen der Schäden der in unserem Lande benutzten Wagenkupplungen. Es wird die Verallgemeinerung der Kupplungstypen von Valea Jiului vorgeschlagen, die mit der Vergrösserung des Wageninhaltes noch verstärkt sein werden.

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 504—507

TECHNISCHE NOTIZ

* * *: **Die Ausarbeitung der beim Auffahren der Strecken mit der Vortriebsmaschine F.4 in den Gruben von Modry Kamen erzielten Ergebnisse.**

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 511—512

* * *: **Übersicht auf das Vakuumverfahren und seine Anwendung bei der Entwässerung von feinsandigen Böden.**

Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 512—515

BUCHBESPRECHUNG

SOMMAIRE

Bumbu V.: **Contribution au perfectionnement de l'actionnement des machines d'extraction.** Dans l'article on analyse le problème de l'actionnement des machines d'extraction; basé sur un exemple pratikue sur la théorie, l'auteur propose l'utilisation de l'actionnement par deux moteurs asynchrones à différent nombre de tours mais ayant le même couple-moteur.
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 477—481

Li Iu Hoan et Kim Zin Ghi (absolvents de l'Institut de Mines „Gh. Gheorghiu-Dej" de Petroşani): **L'étude du déplacement des terrains à la suite de l'exploitation souterraine dans le bassin de Cîmpulung-Muscel.** Après une exposition théorique du problème des déplacements des terrains, les auteurs présentent les mesurages faits pour la détermination de l'influence de l'exploitation souterraine sur les mouvements de la surface à quelques mines du bassin de Cîmpulung. Dans la deuxième partie de l'article on fait l'nterprétation des résultats de ces mesurages en tirant des conffusions sur la meilleure méthode d'exploitation du charbon et de l'effondrement dirigé du toit.
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 482—492

Dumitrescu V.: **Critériums pour la poursuite et l'abaissement du prix de revient du forage par sondeuses à l'exploration des mineralais.** On analyse les méthodes actuelles d'enregistrement et la consommation des materiels dans le cas du forage par sondeuses en relevant spécialement les erreurs commises. Pour les éviter on propose la rectification des systèmes actuels de décompte, l'établissement par essais de l'indice de forabilité et l'amélioration de l'évidence de la consommation des matériels et du prix de revient.
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 493—498

Babeş Al.: **La méthodique de l'épreuve des gisements de sels de potassium et de magnésium de la R.P.R.** Après avoir relevé les particularités des gisements de sels de potassium et de magnésium, l'auteur présente la méthodologie de l'épreuve de ces gisements pour différents buts et par différentes sortes de travaux d'exploration, en insistant sur la nécessité d'une épreuve complexe et de l'élaboration des instructions spéciales.
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 499—503

Bacu A.: **Les sollicitations et le comportement des accouplements des berlines.** L'auteur analyse le comportement des différents types d'accouplement en considérant les causes des détraquements des accouplements usuels dans notre pays. En conclusion on propose la généralisation des accouplements du type de Valea Jiului qui seront renforcés en même temps avec l'augmentation de la capacité des berlines.
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 504—507

NOTES TECHNIQUES

* * *: **L'interprétation des résultats obtenus au creusement des galeries avec la combine d'avancement F. 4 dans les mines de Modry Kamen.**
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 511—512

* * *: **Vue d'ensemble sur le procédé par le vide et son utilisation à l'assèchement des terrains finement sableux.**
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 512—515

COMPTES-RENDUS

CONTENTS

Bumbu V.: **Contributions to the improvement of he activity of drawing out equipment**, The activity of drawing equipment is reviewed and after theoretical studies, an example from the practice sketches the run of two asynchronnous engines with different revolutions but with the same motor-couple.
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 477—481

Lilu Hoan and Kim Zin Ghi (graduates of the Mining Institute Gh Gheorghiu-Dej — ePtroşani); **A study on the motion of covering grounds under the influence of underground operations in the Cîmpulung-Muscel basin.** After a concise theoretical exhibit of the problem of covering ground motion the auther describe the manner in which fixing measurements of the influence of underground operations on the surface motion are carried out. In the second part of this study the out comes are interpreted and conclusions are drawn up about the way of cool mining working and the management of the pressure.
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 482—492

Dumitrescu V.: **Criterions aiming to a better pursuit and a greater diminution of prime cost in the driling with ore borers.** These problems are studied in the present stage and some errors of management are pointed out to avoid them, in future, corrections are proposed to the actual system of discount, the establishment, by laboratory experiments, of a forable index number, the improvement of materials consumption and that of the prime cost.
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 493—498

Babeş Al.: **The testing methodology of the deposits of potassium and magnesium salts in R.P.R.** The caracteristics of potassium and magnesium deposits are remembered and a testing methodology of these deposits for different purposes and various manners of exploitation is given focusing on the necessity of a complex testing and on the elaboration of special directions.
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 499—503

Bacu A.: **Stresses and behavoir of trucks couplings.** The author, comparing the different coupling systems of trucks in use in our country, studies — on the ground of many experiments and statistics their deficiencies. In conclusion he suggests that the Valea Jiului system of couplings should be generalized but with coming hardeuning in relation with an increase in the truck volume.
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 504—507

TECHNICAL NOTES

* * *: **Interpretation of the results obtained at the digging of galleries with F-4 combine at the Modry-Kamen mines.**
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 511—512

* * *: **Consideration on the vacuum method and its application to the draining of fine sandy grounds.**
Revista Minelor 12 (1961) nr. 11, p. 512—515

REVIEW

MEGYEI KÖNYVTÁR 1883

Instalaţie microfotografică „MF“

Capacitatea înaltă

Întrebuinţare multilaterală

Deservire uşoară şi comodă
pentru plăci format 6,5 × 9
şi filme de imagine mică

Prospecte se obţin sub „30 MF“

VEB Carl Zeiss JENA

Republica Democrată Germană

ISRS

INGINERI ŞI TEHNICIENI

Citiţi publicaţiile editate de

Institutul de Studii Romino-Sovietic al Academiei Republicii Populare Romine

Analele Romino-Sovietice, seriile :

Metalurgie
Matematică-Fizică
Chimie

Revistele de Referate, seriile :

Fizică
Chimie
Matematică

Biblioteca Analelor Romino-Sovietice, seria Tehnică

Buletinul de informare ştiinţifică

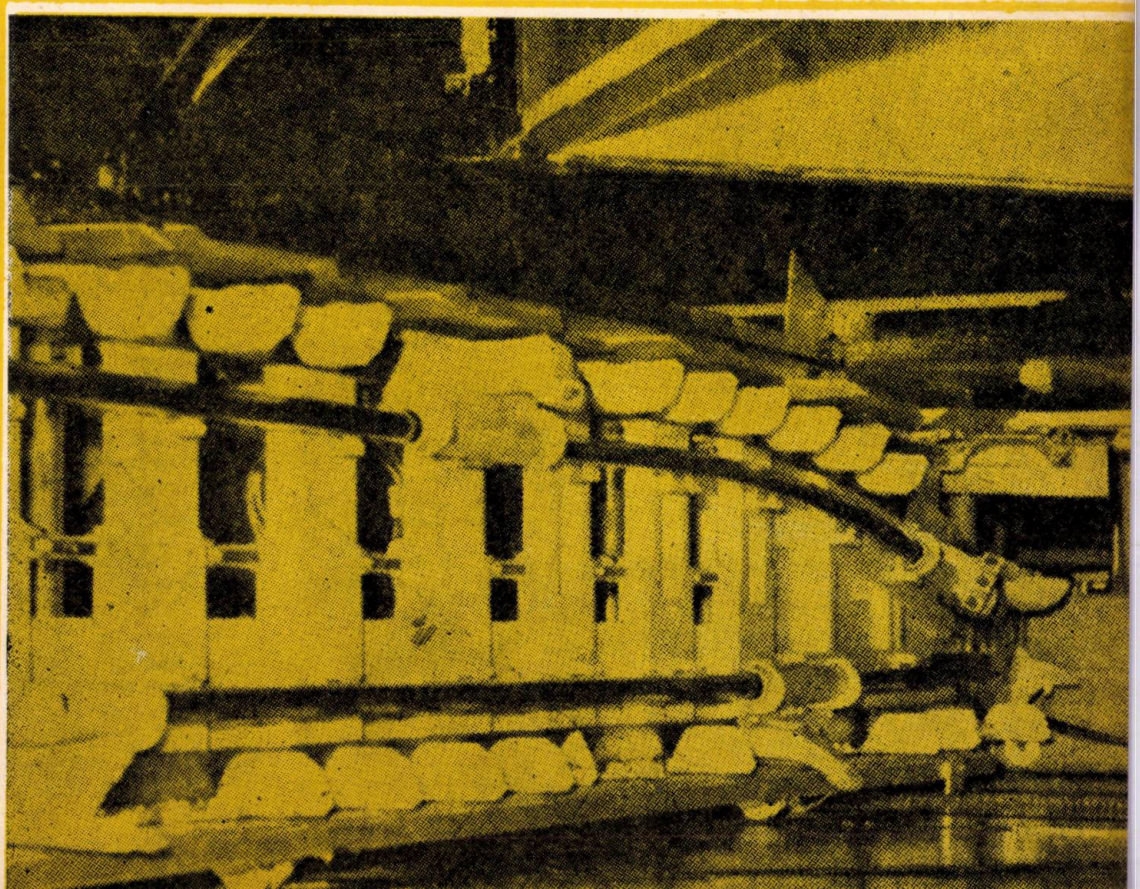
care vă vor sprijini în munca dvs. cu bogata experienţă a ştiinţei şi tehnicii sovietice şi vă vor informa asupra celor mai recente progrese realizate în aceste domenii.

Abonamentele se primesc la oficiile P. T. T. R., factorii şi agenţii poştali, difuzorii de presă din intreprinderi şi instituţii şi direct la Institutul de Studii Romino-Sovietic, Bucureşti str. Gutenberg nr. 3 bis, raionul Lenin, tel. 14.54.49

E 1433

KAT

Revista MINELOR



REV. MINELOR
VOLUMUL XII
PAGINA 525 – 572
DECEMBRIE
1961

12

ASIT

BUCUREȘTI

Recomandări privind întocmirea articolelor tehnico-științifice

1. FONDUL ARTICOLELOR

1.1. Lucrări ce pot fi prezentate spre publicare :

1.1.1. de importanță generală (principii noi, dispoziții noi, rezultate experimentale originale, studii teoretice inedite, ale unor fenomene fizice și procese tehnice cu caracter general) ;

1.1.2. tehnico-științifice, speciale, teoretice sau experimentale, avînd contribuții originale dar, referindu-se la un domeniu de specialitate restrîns (extinderea valabilității unor dispoziții, aplicarea unor teorii sau metode cunoscute la o problemă nouă, rezultate experimentale inedite sau de control) ;

1.1.3. tehnice obișnuite (expunerea studiului unor probleme tehnico-științifice, discuții și critici ale unor rezultate cunoscute etc.).

1.2. Legătura cu practica muncii de cercetare, proiectare, învățămînt, producție este condiția esențială pe care trebuie să o îndeplinească tema tratată. Lucrările de sinteză sau de discuție trebuie să se refere la probleme noi și actuale, de interes general. Articolele interesînd industria vor cuprinde considerații privind eficiența economică a soluțiilor. Se recomandă ca articolele să posede propuneri de viitor.

1.3. Verificarea experimentală se impune ca necesitate de prim ordin la lucrările care se pretează la asemenea verificări.

1.4. Lucrări care au mai fost publicate integral sau parțial nu pot fi trimise redacției spre publicare.

2. FORMA ARTICOLELOR

2.1. Organizarea lucrării :

2.1.1. Titlul va prezenta în minimum de cuvinte obiectul lucrării.

2.1.2. Numele autorului va fi precedat de prenume.

2.1.3. Un scurt rezumat fixînd premisele de la care s-a pornit problema studiată și cadrul în care este tratată, nedepășind 6—8 rînduri, se va anexa lucrării.

2.1.4. Împărțirea pe capitole se va face cu cîteva subtitluri potrivit alese, în număr strict necesar pentru o expunere clară a ideilor și înlesnirea orientării.

2.1.5. Textul. În introducere, se încadrează problema în preocupările generale ale disciplinei și în preocupările producției ; de asemenea se arată scopul lucrării, subliniindu-se expres contribuția autorului. Tratarea va trebui să fie unitară permițînd inteligibilitatea fără dificultăți a problemelor. Se vor evita introduceri sau demonstrații voluminoase, de asemenea se va evita repetarea în text a ceea ce poate fi găsit în literatura publicată sau poate fi redat intuitiv prin materialul grafic-ilustrativ, tabele etc.

2.1.6. Concluziile vor concentra rezultatele obținute, cu indicarea limitei de valabilitate și aplicațiile posibile.

2.1.7. Anexele pot cuprinde demonstrații originale sau absolut necesare înțelegerii formulelor din text : de asemenea, în anexe se pot da exemple de calcul în cazul articolelor care necesită asemenea exemple.

2.1.8. Citarea literaturii de specialitate. Afirmațiile luate din alte lucrări și care nu sînt general cunoscute vor fi referite la lista bibliografică de la sfîrșitul lucrării. Referirea se face indicîndu-se poziția lucrării în lista bibliografică în paranteze drepte.

2.2. Prezentarea lucrării :

2.2.1. Nivelul articolelor va fi înalt.

2.2.2. Stilul. Redactarea va fi clară și concisă. Ortografia va fi în concordanță cu regulile Academiei R.P.R. Nu se admit prescurtări cu excepția celor unanim cunoscute.

2.2.3. Dezvoltările matematice vor fi limitate la cele absolut necesare înțelegerii raționamentului matematic. Este suficient, în general, punerea în ecuație și indicarea rezultatelor. Pentru demonstrații se vor alcătui anexe (v. pct. 2.1.7.).

2.2.4. Tabelele se vor folosi în cazul cînd date numerice importante nu pot fi reprezentate grafic satisfăcător. Nu se admite folosirea concomitentă a datelor numerice sub formă de tabelă și diagramă. Tabelele vor fi referite în text și se va indica sursa lor.

2.2.5. Materialul grafic ilustrativ (figuri, fotografii) va permite reprezentarea clară și intuitivă a unor idei, puncte de vedere. Ele trebuie să completeze expunerea din text și vor fi referite cu grijă în text, indicîndu-se sursa lor.

2.2.6. Sistematizarea și numerotarea capitolelor se vor face cu grijă evitîndu-se excesele. Se recomandă utilizarea sistemului zecimal.

2.3. Forma exterioară a lucrării :

2.3.1. Terminologie, mărimi și unități. Se recomandă a fi conforme cu normele internaționale și STAS-urile în vigoare.

2.3.2. Scrierea formulelor. Se recomandă o atenție deosebită scrierii formulelor conform STAS. Indicii și exponenții se vor scrie mai mici decît baza și așezați mai jos sau mai sus decît baza. Se vor scrie, de asemenea, cu grijă literele majuscule, minuscule sau cele ruseşti, romane, greceşti, germane etc. Numerotarea formulelor se va face în paranteze rotunde, în dreapta.

2.3.3. Figurile trebuie executate unitar și rațional. Ele vor fi numerotate în continuare. Fotografiile vor fi pe hîrtie strălucitoare alb-negru. Explicația figurilor se va face pe o pagină separată.

2.3.4. Notele din text se numerotează în continuare.

2.3.5. Citarea literaturii în text se face prin simpla indicare a poziției lucrării din cadrul listei bibliografice, în paranteze drepte, fără alte mențiuni.

2.3.6. Lista bibliografică se va întocmi cuprinzînd lucrările la care se referă textul (cît și figuri sau tabele), speciale cît și cele generale. Se vor indica toate datele în transcripții originale. Pentru cărți : numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet (eventual și tradus, în paranteze), ediția, editorul, locul editării, anul. Pentru articole : numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet original (eventual și tradus, în paranteze), revista, tomul, anul, numărul, pagina.

2.3.7. Scrisul la mașină al articolelor este recomandat cu insistență, exceptîndu-se lucrările scrise caligrafic. Se scrie pe o singură față, la două rînduri (2 000 semne pe pagină). În partea stîngă a foii se lasă o margine de 5 cm.

2.3.8. Paginația se face în continuare. Se recomandă un volum de 10—12 pagini pentru articole.

2.3.9. Expedierea. Lucrările (în dublu exemplar) vor fi prinse cu agrafe. Manuscrisul se expediază cu paginile întinse format A4 și cu plicul conținînd materialul grafic ilustrativ anexat.

3. RELAȚII CU REDACȚIA :

3.1. Nu se admite trimiterea concomitentă a textului la alte publicații.

3.2. Articolele se trimit cu o notă însoțitoare pe adresa redacției. În notă se vor indica : titluri academice, funcțiuni, localitatea și adresa domiciliului, nr. de telefon.

3.3. Lucrările executate în cadrul diverselor instituții sau organizații vor purta aprobarea acestora de publicare.

3.4. Corecturile se vor face după normele tipografice în vigoare.

3.5. Corecturile trimise autorilor vor fi înapoiate în maximum 48 ore de la primire. Nu se admit modificări esențiale față de manuscris. Modificările importante ale manuscrisului cad în sarcina autorului.

1953

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R.P.R. ȘI AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI ELECTRICE

Anul XII **Nr. 12** **Decembrie 1961**

REDACȚIA: BUC., Str. ION GHICA 3, Tel.: 13.07.30 și 13.57.28

CUPRINS

POPESCU F. G. și BENEDEK P.:

Aspecte ale tehnicii noi în domeniul combaterii prafului silicogen la lucrările miniere . . . . . 525—535

BUMBU V.:

Contribuții la perfecționarea acționării instalațiilor de extracție miniere (II). Acționarea cu două motoare asincrone, cu turații și cupluri motoare diferite . . . . . 536—544

LI YU HOAN și KIM ZIN GHI:

Studiul mișcării terenurilor acoperitoare sub influența exploatării subterane din bazinul Cîmpulung-Muscel (II) 544—552

MARTINIUC GH.:

Formarea și răspîndirea zăcămintelor sedimentare de fier, cu privire specială asupra zăcămintelor din R.P.R. 552—558

NICOLAU M.:

Metode noi de exploatare la I.M. Bocșa 558—561

NOTE

* * *:

Turnarea mortarului și betonului prin conducte în puțuri . . . . . 562—564

* * *:

Dispozitiv pentru determinarea locului minerilor blocați în subteran în urma unor accidente 564

CRONICA

TEMATICA REVISTEI MINELOR PE ANUL 1962

INDEX BIBLIOGRAFIC

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — Laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

„REVISTA MINELOR", organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. și al Ministerului Minelor și Energiei Electrice. Redacția: Administrația și casieria București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 13.07.30 și 16.78.78 — Abonamentele se primesc la sediile filialelor A.S.I.T. din întreaga țară, precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Publicații tehnice A.S.I.T. 070124 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin. A.S.I.T., București — Tarif pentru întreprinderi: lei 100 anual. — Tarif pentru tehnicieni și ingineri: Revista metalurgia și construcția de mașini lei 48 anual, iar la celelalte reviste tehnice lei 30 anual.

BÁNYÁSZATI

CZ. 622.67—59.002.5

Aspecte ale tehnicii noi în domeniul combaterii prafului silicogen la lucrările miniere

Ing. GABRIEL F. POPESCU şi ing. P. BENEDEK

Silicoza, una dintre bolile profesionale cele mai cunoscute atît în mineritul metalelor neferoase, cît şi în industria extractivă a altor substanţe minerale utile, a început să se răspîndească odată cu introducerea perforajului mecanic, în cel de-al doilea deceniu al secolului nostru. La început, perforarea mecanică se efectua uscat, perforajul umed fiind conceput şi experimentat doar mai tîrziu, aproximativ după anul 1930.

Întreprinderile capitaliste nu au investit însă, nici după elaborarea tehnologiei perforajului umed, sumele necesare amenajării minelor pentru perforajul umed, menţinînd perforajul uscat şi, ca atare, nu au creat muncitorilor minieri condiţiile de prevenire sau măcar de atenuare a posibilităţii de a se îmbolnăvi de silicoză. Mai ales minele cu roci filoniene cuarţifere au generat, în proporţii de masă, silicoza. Este concludent, în acest sens, a se aminti că în anul 1947, într-unul din centrele miniere de lîngă Baia-Mare rămăseseră 72 de văduve ai căror bărbaţi minieri muriseră de silicoză înainte de a fi împlinit 35 de ani. De asemenea, multe alte centre miniere ale regiunii Maramureş aveau trista faimă de a fi „sate fără bărbaţi". După naţionalizare, statul nostru de democraţie populară, aplicînd cu consecvenţă principiul că „cel mai preţios capital este omul", a legiferat problemele de tehnica securităţii drept probleme de stat, investind sume mari pentru îmbunătăţirea condiţiilor de muncă în industrie. În bazinul Maramureşului, de exemplu, acestea se reflectă, în ceea ce priveşte problema combaterii prafului de mină, printr-o serie de măsuri şi, în primul rînd, prin generalizarea la toate minele a perforajului umed.

Economia naţională punînd la dispoziţie posibilităţile materiale corespunzătoare, tehnicienilor le revine datoria să analizeze ştiinţific modalităţile şi măsurile ce trebuie luate pentru îmbunătăţirea în continuare a condiţiilor de lucru ale muncitorilor, astfel încît prin aceasta să se realizeze o putere de muncă cît mai îndelungată şi productivităţi ale muncii cît mai ridicate fiind bine cunoscut faptul că în condiţii favorabile de lucru se realizează randamente superioare.

Ne propunem, aşadar, să prezentăm în cele ce urmează — pe baza literaturii tehnice care ne-a stat la dispoziţie — o sumară privire de sinteză asupra cîtorva măsuri şi tendinţe noi pe plan mondial în problema combaterii prafului silicogen. Unele dintre acestea ar putea constitui puncte de plecare în preocupările şi cercetările noastre ulterioare.

Criteriile tehnice în problema combaterii silicozei

După cum s-a mai arătat şi cu alte prilejuri, în ultimul timp şi-a făcut loc, treptat, în rîndurile personalului tehnico-inginerese şi a celui medico-sanitar de specialitate, punctul de vedere just că printr-o singură măsură, sau în cel mai bun caz două, problema prevenirii prafului în subteran nu se poate considera drept rezolvată. Pe bună dreptate, trebuie criticată ca greşită părerea, care se mai menţine încă în cercuri destul de largi, că lupta împotriva prafului ar însemna exclusiv măsuri împotriva formării lui în faza de perforare. Aşa după cum s-a dovedit prin cercetări special întreprinse în acest scop [1], [2], în succesiunea fazelor tehnologice din subteran există numeroase surse de formare a prafului, în proporţii apreciabile, care modifică şi reduc pentru unele mine ponderea cunoscută a operaţiilor de perforare în ansamblul izvoarelor de prăfuire ale minei.

Întrucît nu există încă în prezent o concepţie unică asupra faptului dacă silicoza poate fi considerată, în actualul stadiu al cunoştinţelor terapeutice, drept vindecabilă, accentul principal trebuie pus asupra *prevenirii*. Prevenirea formării prafului trebuie avută în vedere în toate fazele tehnologice generatoare de praf, îndeosebi în acelea al căror coeficient de silicopericulozitate relativă este mai ridicat.

Dacă nu întotdeauna — în condiţiile tehnice specifice mineritului — este posibilă împiedicarea formării prafului sau formarea acestuia în cantităţi mai reduse, atunci lupta trebuie orientată în direcţia de a-l face inofensiv.

Din punct de vedere practic, criteriile generale tehno-profilactice pot fi, aşadar, concretizate în următoarele [1]:

a) împiedicarea formării prafului peste tot unde este posibil sau reducerea cantităţilor ce se formează;

b) înlăturarea directă din locul apariţiei, în cazul cînd împiedicarea formării nu este practic posibilă;

c) diluarea concentrației de praf din atmosfera de lucru, în cazul cînd înlăturarea directă nu a fost suficient de eficientă ;

d) modificarea însușirilor inițiale ale prafului, în sensul aglomerării particulelor fine de praf din aer, prin mijloace electro-fizico-chimice, pentru ca dimensiunile particulelor-mărite astfel artificial — să permită depunerea mai repede sau captarea mai ușoară a lor ;

e) izolarea lucrătorilor de mediul prăfuit.

În general, agentul de bază cu cea mai largă răspîndire în procedeele tehnice de combatere a prafului îl constituie *apa*. Folosirea apei în cele mai diferite forme este în prezent metoda cea mai curent folosită și se presupune că va fi și în viitor, pentru considerații nu numai de eficacitate, dar și de ordin tehnic, organizatoric și economic.

Însușirile fundamentale ale prafului din atmosfera minei

Vom examina sumar însușirile fundamentale ale prafului de mină, întrucît particularitățile acestuia au importanță hotărîtoare.

Praful din mină formează, în aerul de mină, un aerosol de o stabilitate considerabilă, însă particulele de cuarț cu dimensiunea de peste 5 microni au viteze care le permit ca în aerul în nemișcare să se decanteze în cîteva ore, sau chiar în cîteva minute, supunîndu-se relației lui Stokes. Particulele sub 5 microni, mai ales cele sub 1 micron, formează în schimb aerosoluri destul de stabile, fracțiunea mică rămînînd în suspensie zile întregi, solul fiind ajutat în persistența lui prin mișcarea moleculară a componenților aerului. Particulele de praf execută o mișcare neregulată, în zig-zag, a cărei direcție se schimbă în mod arbitrar, efectuînd deci așa-numita *mișcare browniană*, datorită căreia particulele sînt ținute în suspensie un timp îndelungat, de ordinul zilelor și chiar al săptămînilor. Calculele au arătat, de pildă, că o particulă de 0,1 micron, de formă sferică și cu greutatea specifică de 1 g/cm^3, se depune de la o înălțime de 1 m, în mediu liniștit, abia după 29—34 zile.

Particulele de praf din aer, în cursul mișcării lor, se ciocnesc, formînd *aglomerări*, al căror grad este proporțional cu pătratul concentrației, nedepinzînd însă de mărimea lor. Această particularitate stă la baza unei serii de procedee de combatere a prafului, care au făcut obiectul experimentărilor în alte țări.

O altă însușire care trebuie reținută este *umectabilitatea diferențiată* a particulelor de praf, după dimensiuni. Particulele de praf de dimensiuni mici sînt prinse greu de apă, din cauza faptului că tensiunea superficială a lichidelor împiedică umectarea lor. Pentru micșorarea tensiunii superficiale a lichidelor, s-au experimentat diferite substanțe superficial active sau tensoactive, cunoscute în literatură și sub numele de detergenți.

În fine, menționăm — ca o particularitate pusă în evidență prin studiile efectuate la noi în țară și în străinătate — *captarea selectivă a prafului de către plămînul omenesc*. Particulele de praf mai mici decît 5 microni pătrund din ce în ce mai adînc de-a lungul sistemului respirator, iar cele de 1 micron pătrund chiar în cele mai profunde elemente ale plămînului — alveolele — aproape în proporție de 100%. Pînă nu de mult, se considera că periculozitatea prafului de cuarț începînd cu particulele mai mici decît 0,1 microni este foarte redusă ; după cercetări mai noi se pare însă că, la formarea silicozei, participă și particulele sub 0,1 microni, a căror prezență în plămîni a fost dovedită [1].

Perfecționări în combaterea prafului produs prin perforaj umed

Întrucît, odată cu trecerea la perforajul mecanic, executarea găurilor de mină devenise una dintre sursele principale de praf, era normală preocuparea pentru combaterea cu precădere a prafului la această operație.

Perforajul, cum am mai amintit, se execută în prezent la minele din bazinul Maramureș pe cale umedă, cu ciocane perforatoare pneumatice avînd injecția centrală a apei. La acest sistem, țevișoara de apă trece prin perforator și intră în canela sfredelului, în care injectează apa de perforaj.

Conform încercărilor redate în tabela 1, acest mod de perforaj produce totuși praf în cantități

Tabela 1

Comparația eficienței diferitelor procedee de captare a prafului produs la perforarea rocilor

Procedeul de captare a prafului produs la perforare	Determinări în R.D.G. (după Landwehr)		Determinări în R.S.C.
	mg/m^3	part./cm^3	mg/m^3
1. Perforare uscată	260	337 000	180
2. Injecția centrală de apa fără dezaerisire	12,1	31 654	...
3. Injecție centrală de apă cu dezaerisire	3,1	5 763	...
4. Injecție radială de apă	1,5	2 173	1—2
5. Aspirație uscată cu aparatul Königsborn	...	...	2
6. Aspirație uscată cu aparatul Oboda	...	...	2,5
7. Idem cu aparul Otasek	...	...	1—2

apreciabile, ceea ce se datorește faptului că — împreună cu apa — intră și o cantitate considerabilă de aer în sfredel și, deci, și în fundul găurii ; cu ocazia producerii particulelor de praf prin perforare, în cazul cînd acestea ajung în contact, la nașterea lor, direct cu apa, ele sînt umectate într-o proporție destul de avansată. Dacă însă, la producerea acestor particule, este prezent și aerul, multe dintre ele devin hidrofobe și se elimină prin gura găurii de mină sub

formă de praf. Aceasta se întîmplă, mai ales, cu particulele de finețe vătămătoare asupra sănătății. Acest efect se pare că este și mai periculos dacă apa conține anumiți spumanți sau detergenți, care înglobează în bula de spumă particulele; ajungînd la aer liber, bula se sparge și eliberînd particulele fine, care astfel devin apte de a produce aerosoli de praf. Din această cauză, în străinătate (de exemplu R.D.G.) s-au executat încercări pentru reducerea producerii prafului hidrofob, interzicîndu-se folosirea perforatoarelor cu injecție centrală fără *dispozitive speciale de dezaerisire a camerei exagonalului.* Se fabrică, în prezent, perforatoare speciale care reduc la minimum aerul ce intră împreună cu apa în sfredele, ca spre exemplu la perforatoarele Böhler de fabricație austriacă. Limita maximă admisă în R.D.G. este 1 litru de aer la 5 litri de apă intrată în fundul găurii.

După cum rezultă din măsurătorile conimetrice publicate de Korther, Landwehr și colaboratorii [3], există o diferență fundamentală între captarea prafului cu jet de apă care conține aer și cea cu jet de apă care nu conține aer. Încercările comparative de perforare executate cu un cap de injectare de apă independent, cu ciocane perforatoare prevăzute cu injectoare centrale aerate și neaerate, ca și perforările uscate, au permis să se stabilească neîndoielnic că injectarea de apă asigură o reducere substanțială a prafului chiar sub formă submicroscopică și că gradul de curățire de praf se reduce în măsura în care aerul pătrunde în apa injectată. Totodată, alte determinări făcute în Germania și la minele din sudul Africii [1] au scos în evidență că, la ciocanele perforatoare cu alimentarea axială a apei, aerul din interiorul perforatorului ajunge împreună cu apa în fundul găurii.

De aceea, în alte țări se interzice folosirea injecției axiale și se admite doar folosirea *injecției radiale* (laterale), cu ajutorul manșoanelor de injecție (așa-numitul cap de injecție Flottman sau altele similare). Se recunoaște că această soluție îngreuiază munca minerului, dar cu toate acestea, în vederea protejării sănătății minerilor, dispoziția se menține. Injecția radială dă o umectare destul de avansată a prafului, adică produce praf liber în jurul limitei admise.

În U.R.S.S. s-a trecut la fabricarea perforatoarelor RPM-46, care au injecție radială. Un fel de manșon este aplicat fix pe corpul perforatorului, în dreptul exagonului. Sfredelul se introduce în mod normal în perforator, ca și la perforatoarele cu injecție axială, exagonalul avînd însă două inele de cauciuc, printre care intră apa în sfredelul prevăzut cu o gaură radială. Ca atare, munca minerului nu este îngreuiată și se folosește avantajul injecției laterale.

Între alte măsuri luate în Uniunea Sovietică, în vederea umectării mai bune a prafului la găurile verticale sau apropiate de verticală, citām încercarea de a aplica pe capul sfredelului un *manșon de reținere* din cauciuc, care reține scurgerea imediată a noroiului și a apei din fundul găurii. În consecință, formarea particulelor fine se realizează într-un mediu apos. Același efect se realizează și prin niște forme speciale ale capului sfredelelor; capul este aproape circular în secțiune și, prin aceasta, se reține noroiul și apa timp mai îndelungat în fundul găurii.

La perforarea găurilor apropiate de verticală, tehnicienii sovietici au propus, de asemenea, niște dispoztive aplicate pe perforator, în scopul captării noroiului ce se prelinge de-a lungul sfredelului, murdărind și incomodînd pe miner. Acestea sînt, în fond, pîlnii simple de cauciuc, aplicate pe perforator și dau rezultate bune în protejarea muncitorilor.

Dezvoltarea tehnicii în țările avansate din punct de vedere industrial a dus la introducerea așa-numitei perforări cu *jet forțat*, a cărei particularitate constă în faptul că perforatorul nu intră în funcțiune pînă cînd nu este asigurată introducerea unei cantități suficiente de lichid prin injector. În literatură sînt descrise astfel de dispozitive sovietice, americane și canadiene, care nu permit nici măcar executarea începerii găurii (prusturirii) fără injecția apei. În unele țări, se constată tendința de generalizare a sistemului cu jet forțat. De altfel, chiar în bazinul minier Maramureș s-au înregistrat cîteva propuneri recente în acest sens, care au făcut obiectul unei comunicări separate, menționînd îndeosebi realizarea colectivului D. Petric, I. Cetățean și colaboratorii [4].

Alte încercări în problema reducerii prafului constau în folosirea adaosurilor de substanțe *tensioactive*, adică detergente, în apa de perforaj. Aceste încercări se execută de timp îndelungat, fără să fi dat însă rezultate concludente și fără ca economicitatea lor să fie dovedită. Nu avem cunoștință și nu am putut găsi nici în literatură exemple de aplicare pe scară industrială a acestei măsuri. Cele mai multe substanțe care reduc tensiunea superficială, adică asigură o umectare mai mare a prafului, sînt spumante, ca atare produc în fundul găurii bule de spumă care, după cum am arătat, sînt evacuate apoi la gura găurii unde, spărgîndu-se, își debitează conținutul de praf fin neumectat în atmosferă. Unele încercări au arătat că folosindu-se chiar buni reducători ai tensiunii superficiale, adică buni umectanți, se produce — în cazul aplicării lor în perforare — mai mult praf decît prin folosirea apei simple. Alte substanțe reducătoare ale tensiunii superficiale a apei sînt vătămătoare asupra sănătății celor ce le aplică.

Întrucît detergenții trebuie să fie inofensivi, atît în soluție cît și în stare de dispersie, ceea ce îngrădește în mod substanțial alegerea lor, institutele de specialitate cercetează în continuare posibilitățile atît de aplicare a substanțelor umectante cunoscute, cît și de elaborare a unor formule noi. În literatura cehoslovacă de

specialitate, se menționează că au fost făcute propuneri pentru încercări semiindustriale cu un detergent de tipul dibenzilfenolpoliglicoleter.

Aspirarea prafului de perforare prin dispozitive și instalații de filtrare

Metodele care se bazează pe aspirarea prafului uscat produs prin perforarea găurilor sînt aplicabile în acele situații, în care — din anumite considerente — nu se poate perfora cu injectoare de apă (menținerea anumitor condiții de microclimat, lipsa de apă etc.). Captarea prafului neumectat se poate realiza pe două căi, și anume: prin captarea prafului din fundul găurii de mină sau prin captarea prafului la gura găurii de mină. Dintre metodele de captare uscată a prafului, cea mai răspîndită se pare a fi cea cu captare de la fundul găurii.

În principiu, praful rezultat din acțiunea sfredelului asupra fundului găurii este aspirat fie printr-un orificiu făcut în tija sfredelului, fie prin spațiul inelar dintre sfredel și o conductă introdusă în gaură. În alte cazuri, praful este aspirat printr-un dispozitiv montat la gura găurii ce se perforează. În Cehoslovacia, încercările cu bune rezultate s-au făcut pe ciocanele perforatoare VKO-28 cu aspirație centrală, precum și cu un cap de aspirație asemănător capului de injecție. Întrucît captarea prafului din gaura ce se perforează reprezintă numai prima parte a sarcinii, următoarea fiind legarea acestuia pentru a-l face nedăunător, institutele de încercări cehoslovace au elaborat o instalație de filtrare pentru curățirea în două trepte a aerului. La întreprinderile miniere din Boemia centrală, s-a încercat o instalație a cărei substanță filtrantă este o spumă densă [1]. Alte metode, combinate, pornesc de la metodele de mai sus. De obicei, metodele se combină în așa fel încît una să aibă o mare eficacitate în înlăturarea prafului din fundul găurii ce se perforează, iar a doua să capteze și să lege praful în mod eficient.

În R.F.G. s-a folosit, cu bune rezultate, ciocanul perforator cu aspirație uscată „*Dryductor*", la care desprăfuirea se realizează printr-o aspirație centrală prin sfredel [5]. Un alt dispozitiv german bazat pe metoda captării prafului de la fundul găurii este *dispozitivul Königsborn*, care are o largă răspîndire, mai ales în minele din bazinul Ruhr [6]. Datele publicate menționează că sînt în funcțiune circa 5 000 de perforatoare cu această amenajare. Schema principială de funcționare a dispozitivului Königsborn este următoarea: cu ajutorul unui injector de aer comprimat, se creează o depresiune de 300—500 mm col. Hg; imediat după injector este aplicat un filtru uscat, avînd o suprafață mare de filtrare. De la filtru, depresiunea este condusă prin conducte și furtunuri pînă la perforatorul asemănător celui cu injecție axială, țeava centrală avînd însă diametrul mai mare intră în sfredel, care și el are canela de diametru mai mare, aspirînd prin depresiune praful produs în fundul găurii. Cercetările comparative au demonstrat că dispozitivul Königsborn dă aceeași desprăfuire ca și injecția radială de apă, iar după unii autori, dacă etanșeitățile sînt suficiente, se poate ajunge chiar la rezultate și mai bune. Filtrele sînt, de asemenea, destul de perfecționate, ele producînd 20—30 particule de praf la cm^3, cu alte cuvinte cantități neglijabile. Dezavantajul sistemului Königsborn constă în consumul relativ mare de aer comprimat, care — la diferitele rezolvări ale injectoarelor și filtrelor — variază între 1,2 și 1,5 m^3 aer comprimat aspirat, adică un consum egal cu al unui perforator mai mic.

Sistemul Königsborn a fost îmbunătățit de mai mulți autori, și anume: în R.D.G. de către Hückstedt, în R.S.C. de Oboda și Otasek. În U.R.S.S. se produce perforatorul BMP-30, cu filtrul PUR-3, acționat pe baza aceluiași principiu, trecîndu-se la aplicarea pe scară largă a acestei metode de captare a prafului.

Ca și la perforajul umed, și la această metodă există cele două rezolvări ale aspirației, și anume: centrală și radială. Aspirația centrală, prin perforator, prezintă inconvenientul că se reduce depresiunea datorită aerului de eșapare din capul perforatorului care, mai ales la neetanșeități ale acestuia, dă pierderi mari de energie; totodată, îmbinarea neetanșă dintre țevișoară și sfredel produce și ea scăpări. Cealaltă rezolvare, adică cea cu manșon, este și la această metodă mai preferată, tot din punctul de vedere al etanșeităților, dar produce o oarecare frînare a muncii de perforare. În afară de aceasta, sînt diferențe de rezolvare tehnică și în producerea depresiunii: la unele sisteme de captare injectorul este în capătul fluxului, adică în spatele lui urmează filtrul și conductele pînă la perforator, iar la altele, injectorul este imediat după perforator, ca atare filtrul este sub presiune. În baza literaturii existente, pare să fie mai avantajoasă prima soluție, adică cea la care întregul sistem de captare este sub depresiune.

Avantajul mare al sistemului Königsborn constă în asigurarea curățirii perfecte a tălpii găurii, fapt prin care se asigură o viteză de perforare ceva mai mare decît la celelalte sisteme de captare. În afară de aceasta, admite o putere mai mare de apăsare asupra perforatorului, fără ca viteza de perforare să scadă așa de rapid ca la celelalte sisteme de captare.

Din rezultatele comparării diferitelor sisteme de captare, reiese că perforajul umed cu injecție centrală și fără dezaerisirea perforatorului produce o cantitate considerabilă de praf, ca atare el nu dă o rezolvare corespunzătoare a problemei captării; perforatoarele cu injecție centrală și cu dezaerisirea camerei exagonalului dau deja o captare avansată, iar injecțiile ra-

diale de apă prin manșon dau captări similare captării uscate sistem Königsborn.

O altă metodă, relativ simplă, de captare a prafului pe cale uscată este *metoda cu saci* la gura găurii de mină. Sacii se etanșează lîngă rocă prin presarea unei garnituri de spongie de cauciuc cu ajutorul unor picioare pneumatice. În cazul perforajului cu sfredele necanelate, praful cade din gaură în sac, iar în cazul perforării cu sfredele canelate se insuflă aer eșapat în fundul găurii, la gura găurii praful se depărtează parțial prin aspirație, restul căzînd într-un sac aplicat ca și la metoda anterioară la gura găurii; praful aspirat trece printr-un filtru uscat sau umed. Aceste două metode sînt aplicate doar sporadic. Prima dintre ele se propune pentru eșantionarea zăcămintelor, recuperajul de praf fiind corespunzător. În literatura cehoslovacă se descrie un dispozitiv de aspirare pe cale uscată cu ajutorul aspiratorului tip TBIOT-54, care funcționează după prima din aceste două metode [7]. Dispozitivul care captează praful de rocă lîngă gura găurii de mină este legat — printr-un furtun armat în sîrmă de oțel — de corpul aspiratorului. Datorită simplității de construcție, instalația poate fi confecționată în oricare atelier de mină. Sînt deasemenea interesante experiențele sovietice cu privire la captarea prafului la perforarea uscată, prin folosirea la executarea găurilor orizontale a perforatoarelor foarte grele de tip KTM-4, care au fost amenajate pentru aspirația prafului [8].

O metodă cu interesante perspective de aplicare practică este *captarea prafului cu ajutorul spumei uscate*. O astfel de metodă constă în injectarea în fundul găurii forate a unei cantități reglate de aer comprimat și captarea prafului la gura găurii într-o spumă densă. Spuma se produce dintr-un lichid special, conținut într-un generator din porțelan sau din tablă. Spuma este îndreptată printr-un furtun fixat la capătul conteinerului cu spumă spre gura găurii ce se perforează. Furtunul și vasul sînt fixate printr-un arc de oțel răsucit în jurul tijei sfredelului. Sînt și alte soluții practice de rezolvare a producerii și aducției de spumă la gura găurii, aparatura folosită fiind relativ simplă. Ca material pentru producerea spumei, s-a întrebuințat în R.D.G. un emulgator, și anume deșeuri de mersolat în soluție apoasă (1,4 kg la 75 kg apă, cu un consum de circa 2,5—3 litri de mersolat diluat la ora de perforare). Spuma care acoperă gura găurii ce se perforează preia cea mai mare parte din praf, căzînd apoi împreună; cercetările au arătat că praful este atît de bine legat de spumă, încît și după uscarea acesteia turbionarea prafului este exclusă [1]. La minele din bazinul Maramureș au fost întreprinse experimentări speciale, punîndu-se la punct, prin sectorul de cercetări miniere Baia-Mare, tehnologia utilizării captării prafului cu spume uscate, făcînd obiectul unor comunicări separate, detaliate [9]. Concentrația de emulgator variază în funcție de tăria rocii și valoarea *p*H-ului apei [6], [10], [11], [12]. Praful produs în timpul perforării, chiar cel de dimensiuni fine, este captat. Procedeul prezintă o deosebită importanță și sub aspectul că scutește muncitorii de a mai lucra în costume de cauciuc.

Procedee speciale de executare a găurilor

În literatura tehnică recentă sînt prezentate unele procedee noi de perforare a găurilor de mină, experimentate în fază pilot și semiindustrială, mai ales la exploatările miniere la zi, care par să dea rezultate neașteptat de bune nu numai din punctul de vedere tehnico-minier, dar și în ceea ce privește combaterea producerii prafului.

Un astfel de procedeu este procedeul de *forare termică a găurilor* [13], [14], cu ajutorul unui bec arzător a cărui flacără încălzește fundul găurii la temperaturi înalte, de circa 1800—2200°C. Cu cît roca este mai dură, cu atît ea se dislocă mai ușor sub acțiunea căldurii. Un curent de apă distribuită prin mai multe duze, care înconjoară flacăra, face ca roca să se sfărîme în particule mici, care sînt captate și eliminate din gaură. Conform determinărilor conimetrice, se pare că acest procedeu nu produce de loc praf, dar dezavantajul constă în aceea că, deocamdată, nu este rezolvată eliminarea căldurii și că, eventual, s-ar putea produce gaze nocive. Între avantaje se mai situează și faptul că metoda conduce la viteze de perforare cu mult superioare celor obținute prin mijloacele normale în uz, cu un preț de revenire mult mai redus față de prețul de cost realizat în prezent. Prin urmare, atît din punct de vedere tehnico-economic, cît și din punct de vedere igienico-sanitar apare ca necesară luarea în studiu a posibilităților de aplicare a acestui procedeu în condițiile minelor noastre.

În aceeași ordine de idei se citează perspectivele pe care le deschide *perforarea vibrantă*, aflată de asemenea în fază de experimentare. Rezultatele concrete obținute [13] au arătat că, la un consum egal de apă și aer comprimat, un singur perforator vibrant înlocuiește 4 ciocane perforatoare obișnuite; în același timp și uzura tăișului este mai redusă, avantaj care se concretizează și prin degajarea mai redusă de praf.

Un alt procedeu de executare a găurilor de mină este *perforarea sonică*, de asemenea o perforare vibrantă în care se folosesc ultrasunetele, cu un număr de vibrații pe secundă de ordinul a zecilor de mii, pînă la cîteva milioane vibrații/s, ceea ce creează pe fundul găurii o serie de dilatări și compresiuni succesive ale rocii, ridicînd temperatura acesteia și sfărîmînd-o. Experiențele în acest domeniu sînt în curs și pînă în prezent nu există o concepție unică asupra măsurii în care

se reduce cantitatea de praf prin folosirea perforatoarelor supersonice.

Combaterea prafului în procesul de perforare cu utilajele uzuale s-a încercat cu bune rezultate și prin întrebuințarea unor *capete de sfredel cu tăiș discontinuu* [15]. Pentru a se micșora cantitatea de praf ce se produce în cursul perforării percutante a rocilor, este necesar să fie găsită forma adecvată a capului armat cu aliaje dure, care să asigure tăierea rocii în bucăți mai mari. Din cercetările efectuate și publicate de Sidorenko [16], reiese că rezultate optime se obțin prin folosirea capetelor dure cu un tăiș central avansat și trei tăișuri laterale. Procedîndu-se la încercarea diferitelor variante ale acestui tip de cap armat și analizîndu-se rezultatele conimetrice obținute, se constată că, în comparație cu capul de sfredel armat cu tăișul în daltă simplă, cantitatea de praf produsă se reduce de 2—3 ori.

Combaterea prafului prin buraje antipraf

O sursă puternic generatoare de praf de mină o reprezintă faza de împușcare. Considerăm că producerea prafului în această fază nu a fost studiată în măsură suficientă, cel puțin în ceea ce privește condițiile minelor din bazinul Maramureș. Literatura precizează că în timpul împușcării, în atmosferă pătrunde nu numai praful format la această operație, dar și praful format mai înainte și care este turbionat prin efectul exploziilor. Literatura relevă de asemenea că, din toate fazele de lucru, praful cel mai fin se formează la împușcare.

Formarea prafului este influențată în foarte mare măsură de alegerea materialului de buraj, întrucît s-a dovedit că, în cazul burajelor de argilă, aceasta este mărunțită de explozie în praf cu finețe avansată, o mare parte din acest material conținînd proporții ridicate de SiO_2.

Din practica minelor din alte țări și din încercări semiindustriale a reieșit că se obțin rezultate bune prin folosirea la burarea găurilor a unui *amestec de praf de calcar și ghips cu cenușă* [1].

În ultima vreme capătă atenție din ce în ce mai mare în programele de cercetări în faza semiindustrială și chiar industrială folosirea *burajului cu apă*. Avantajele acestui procedeu au fost puse în evidență prin cercetările efectuate în diferite țări și publicate în Uniunea Sovietică, Franța, R.S. Cehoslovacă, R. D. Germană ș.a. Apa este introdusă în tuburi din material plastic ,de lungimi corespunzătoare, fixate în gaura perforată cu pene care să impiedice eliminarea burajului. O serie de sugestii au fost emise în sensul de a se utiliza la această operație, în afară de apă și soluții detergente, soluții de săruri, care să formeze aerosoli, soluții de mersolat și chiar *praf inert cu sarcina electrică pozitivă* [19].

În Uniunea Sovietică, pentru reducerea cantității de praf în urma împușcării, s-au întrebuințat cilindri de sticlă umpluți cu apă, cu diametrul de 26—34 mm și lungimea de 120—160 mm, care s-au introdus în găuri. După datele publicate de Kuznețov [17], prin folosirea acestui procedeu, conținutul de praf în timpul împușcării a fost redus de circa 4 ori, pe lîngă faptul că s-au obținut și avantaje tehnice de alt ordin. S-a relevat că dispunerea cilindrilor cu apă, în fața sau în spatele cantității de explozivi, influențează conținutul de praf, cel mai favorabil caz rezultînd la înconjurarea întregii încărcături de explozivi cu apă.

În R.D.G. s-au folosit cartușe de apă cu învelișul format din pereți subțiri din cauciuc sau materiale plastice (PCV), cu diametrul de 36—38 mm, lungimea de 35 cm și capacitatea de 300 cm^3 de lichid de o culoare albastră conținînd 5% soluție NaCl [18].

Cu ajutorul măsurătorilor efectuate și publicate în diverse surse bibliografice, s-a dovedit marea eficacitate a precipitării prafului cu apa pulverizată în timpul împușcării. De pildă, la experimentările executate în R.S.C. [1], efectul s-a concretizat în micșorarea prafului format inițial la explozie de peste 5ori (de la 280 mg/m^3, la 55 mg/m^3).

În țara noastră au avut loc la mina Săsar (Baia-Mare) experimentări privind folosirea burajului cu apă, lucrări care se execută de către sectorul de cercetări miniere Baia-Mare. Rezultatele preliminare, destul de interesante, fac obiectul unei prezentări separate [20].

O altă măsură de reducerea prafului de împușcare se consideră burarea corespunzătoare a găurilor de mină și inițierea lor cu capse milsecundă. Nu se găsesc date concludente în literatură asupra prăfuirii aerului de mină comparativ între cele două metode de împușcare, ci se vorbește doar despre o reducere destul de considerabilă a prafului produs.

Utilizarea perdelelor de apă și ceață

Literatura indică, printre altele, folosirea unor perdele de apă pentru combaterea prafului produs de către explozii. Sînt studiate diferitele posibilități de creare a perdelelor de apă și se consideră drept contraindicate perdelele produse cu pulverizatoare pneumatice [6]. Acestea, pe de o parte, răscolesc praful, pe de altă parte nu dau umectare suficientă, pe lîngă că nu se pot pune în funcțiune în timpul duratei împușcării, deoarece aerul comprimat lipsește de obicei în acest răstimp din mină. Se propun *pulverizatoare mecanice*, care nu sînt așa de sensibile față de impuritățile din apă ca pulverizatoarele pneumatice și pot fi puse în funcțiune chiar și în absența aerului comprimat, ceea ce este un avantaj hotărîtor. Ele par să umecteze mai bine praful și nicidecum nu turbionează praful deja așezat pe pereți. În afară de aceasta, literatura mai indică drept o

măsură eficientă ca, înaintea împușcării și după ce s-a produs împușcătura, să se umecteze neapărat pereții pentru prinderea prafului depus pe el. Se apreciază cantitatea care se răscolește de pe pereți cu ocazia începerii lucrărilor miniere ca o cantitate care întrece multiplu limitele admisibile de particule de praf în atmosferă. Acestea sînt prescripții ce pot fi introduse cu ușurință și în minele noastre.

Cu toate obiecțiile aduse pulverizatoarelor pneumatice, se pare că acestea, în forme perfecționate, au dat rezultate satisfăcătoare la unele mine din Uniunea Sovietică. Astfel, începînd din ianuarie 1958, la minele Berezovskaia, Kapitalnaia ș.a., se folosește pulverizatorul pneumatic tip RP-1, care a permis reducerea prafului în proporții considerabile (de la 104 mg/m^3 la 2,5 mg/m^3), eliminînd neajunsul situațiilor anterioare, cînd praful produs de unda de explozie rămînea în stare de suspensie chiar după aerisirea lucrării miniere [21]. Pulverizatorul se montează cu ajutorul unei brățări pe mașina de încărcat sau pe coroana șinei de cale ferată așezată în lucrarea minieră respectivă. La montarea acestui pulverizator la distanța de 20 m de la frontul de lucru, diametrul jetului de ceață și apă la front ajunge la 6 m (la presiunea aerului de 6 at și a apei de 2 at). Dispozitivul lucrează circa 8—10 min, consumînd 3—5 l/min, deci un consum foarte redus. Aparatul are o construcție foarte simplă și poate fi executat cu ușurință în atelierele minelor. Cu ajutorul lui, înainte de împușcare se poate stropi praful depus pe pereții lucrării miniere, iar după împușcare se poate îndepărta praful și dilua gazele de explozie.

Pentru epurarea aerului care parcurge galeriile după împușcare, în Uniunea Sovietică se folosesc *perdele de ceață* și *apă*, obținute cu ajutorul *injectoarelor* de diferite tipuri (ZF sau PF, cu debite de 3, 5, 8, 10 sau 20 l/min). Pentru suprimarea prafului care se produce la săparea galeriilor în timpul încărcării, se stropește materialul cu ajutorul unor injectoare de 10 l/min (tip KEN), care se pot folosi și la umezirea prafului depus pe pereții lucrărilor. La punctele de încărcare a vagonetelor s-au încercat injectoare înzestrate cu filtru (tip KF-4 m), cu debit de 4—5 l/min [22]. Uneori, în apa pulverizată se adaugă umectanți în cantități reduse (0,5 g/l) [23]. Distanțele recomandate de la front la perdeaua de apă sînt variabile, în funcție de diverși factori (20—25 m după unii autori, 70—76 m după alții), iar distanța necesară între perdele se consideră de 1—3 m [23], [24]. Se pare că concentrația de praf produs la împușcare se poate reduce de 20—30 ori, iar la perforare de 2—3 ori [25].

La unele mine din Uniunea Sovietică se folosesc în subteran cisterne cu apă, care circulă în galerii [26] și spală sistematic, la intervale regulate, praful depus pe pereții lucrărilor. Astfel, la mina Țentralnaia, fiecare galerie este spălată cu apă o dată la patru zile [27].

Intensificarea aerajului artificial pentru diluarea concentrației de praf

Cu toate măsurile arătate, în atmosferă pătrunde totuși o cantitate importantă de praf, a cărei concentrație trebuie diluată printr-o schimbare suficientă a aerului, ceea ce se realizează prin aerajul artificial intensificat.

În minele noastre se folosește uneori depresiunea naturală a minei pentru rezolvarea aerajului general. Pe lîngă asigurarea unei viteze corespunzătoare a aerului, care să nu răscolească încă particulele de praf decantate sau depozitate pe pereți, cantitatea de aer introdusă trebuie să dilueze totuși concentrațiile de praf pînă sub limitele admisibile. Punerea la punct a aerajului este deci una dintre sarcinile principale în lupta de reducere a prăfuirii minei și poate chiar de încadrarea generală a acestei prăfuiri în limitele admise de N.T.S. în caz că se ține cont nu numai de gazele nocive produse de împușcare sau de necesarul minimal al consumatorilor de oxigen din mină, ci și de reducerea prăfuirii generale a minei.

O altă măsură care se propune este *aplicarea perdelelor de apă chiar în circuitele principale de aeraj*. Aceste perdele trebuie produse în așa fel încît să nu producă prea multă ceață, adică particulele de apă trebuie să fie încă peste dimensiunea celor de ceață, ca atare să se asigure încă o viteză de decantare acceptabilă a acestora. Perdelele de apă se pot aplica numai în acele mine unde în general umiditatea aerului minei nu se apropie de saturație, adică acolo unde încărcarea în plus a atmosferei cu umiditate nu dăunează încă asupra posibilității schimbului de căldură între corpul uman și atmosferă.

O rezolvare foarte interesantă se descrie în literatura sovietică despre *ventilatoarele umectante*. Acestea sînt ventilatoare elicoidale montate la locurile de muncă, cu tuburi foarte scurte de aeraj sau chiar și fără tuburi, servind doar la mișcarea, respectiv învîrtirea aerului din locul de muncă. Ventilatoarele acestea au paletele umezite printr-o peliculă de apă. Ele ar da rezultate foarte bune în acele locuri unde pot fi utilizate, adică acolo unde umiditatea aerului este mult sub limita de saturație și, în consecință, nu dăunează asupra capacității de muncă a muncitorilor. Ar fi indicat să se încerce astfel de ventilatoare și în minele noastre, mai ales în locurile uscate, cu călduri ridicate, și mai cu seamă unde se produc gaze ca bioxid de sulf a cărui concentrație ar putea fi redusă, eventual, prin captare de către apa de pe paletele ventilatorului.

În institutele de cercetare de specialitate din alte țări, s-a conturat în ultimul timp preocuparea insistentă pentru examinarea eficacității aerajului parțial. În R.S.C. și alte țări s-au stabilit

legile după care scade praful format după împușcare, timpul necesar după împușcare pentru ca praful existent să scadă sub valoarea admisă, eficacitatea precipitării prafului cu apă, precum și metoda cea mai eficientă de aeraj parțial pentru lucrările miniere în fund de sac [1]. O metodă cu bune rezultate o constituie *metoda Mansfeld*, aplicată în R.D.G., care este o metodă combinată de aeraj local cu generare de ceață. Dispozitivul de producerea ceții, amplasat la circa 100—150 m depărtare de front, este pus în funcțiune puțin timp înainte de efectuarea pușcării, astfel încît ceața produsă înaintează spre front și formează un fel de perdea. După împușcare, se pune în funcțiune și un ventilator aspirant și o suflantă, al cărei rol este de a mări turbulența în front.

Măsuri complexe pentru combaterea prafului s-au luat și la minele metalifere canadiene, insistîndu-se în mod deosebit pe asigurarea unor mijloace eficiente de ventilare [28]. De asemenea sînt descrise în literatură măsurile practicate pentru reducerea prafului pe traseul de extracție într-o mină de uraniu din străinătate [29], unde, între altele, s-a procedat la dirijarea curenților de aer în sensul diluării concentrației de praf, controlîndu-se continuu cantitatea și puritatea aerului; la aceeași mină, pentru reducerea prafului la descărcarea în colectoare și silozuri, s-a procedat chiar la modificarea formei și modului de manevră și descărcare a vagonetelor de minereu.

Aglomerarea prafului prin metode electro-fizico-chimice

Factorii care influențează sedimentarea prafului sînt: forma și mărimea particulelor, greutatea lor specifică, viscozitatea și densitatea mediului în care sînt împrăștiate. Particulele mai mari de praf se depun mai repede, sînt captate mai ușor de filtru sau alte instalații de decantare și se depun chiar în părțile superioare ale căilor respiratorii. Pornind de la aceasta, s-a născut tendința de a se mări în mod artificial dimensiunile particulelor de praf prin aglomerarea lor.

Aglomerarea poate fi realizată prin următoarele căi:

a) adăugarea de substanțe inofensive din punct de vedere biologic (aerosoli);

b) aglomerarea electrostatică;

c) aglomerarea prin folosirea ultrasunetelor.

Aglomerarea cu aerosoli constă în folosirea unor substanțe în general lichide, inofensive din punct de vedere biologic, adică așa-numiții aerosoli. Aerosolii protectori trebuie să precipite particulele de praf care plutesc în atmosferă înainte de a fi inspirate. În Belgia, de pildă, se folosesc aerosoli cu clorură de sodiu. În minele din Katanga s-au folosit de asemenea aerosoli din soluție de NaCl [30]. Încercările și măsurătorile cu ajutorul termoprecipitatorilor au pus în evidență în mod clar că, în mediul de aerosoli cu soluție de NaCl, particulele de praf aglomerează și capătă o viteză de cădere care grăbește sedimentarea.

Totodată praful umectat prin tratarea cu aerosoli aderă mai bine pe pereți și turbionează mai greu. Pe de altă parte, aglomerările de praf inspirate sînt captate în părțile superioare ale căilor respiratorii, de unde sînt eliminate. În literatură se descrie instalația de producerea aerosolilor folosită la o mină din Congo, al cărei neajuns însă constă în marile cheltuieli de exploatare, reprezentate prin consumul de aer comprimat (90 m^3/min aer comprimat pentru 1000 m^3/min aer proaspăt introdus în mină).

În afară de mărirea directă a capacității de aglomerare, unii aerosoli au și efecte curativ-preventive, prin faptul că măresc capacitatea de autocurățire a plămînilor. Acest fenomen poate fi explicat prin teoria fizico-chimică privitoare la formarea silicozei, care presupune existența unor centre active la suprafața cristalelor; aerosolii s-ar părea că saturează aceste locuri active și prin aceasta le fac inofensive, respectiv învelesc particulele de bioxid de siliciu cu o peliculă care împiedică contactul cu țesutul viu. În R.F.G. s-a arătat, de exemplu, că prin inhalări de pulbere uscată de calciu se reduce numărul cazurilor grave de pneumoconioză [31]. În ultimul timp s-a întărit părerea că unele substanțe acționează ca inhibitori la apariția silicozei (calcar, ghips), în timp ce altele grăbesc procesul.

Mențiuni despre folosirea aerosolilor pe bază de clorură de sodiu întîlnim și în literatura sovietică [34], canadiană [32] și germană [33]. Un bun fixator al prafului se pare că este și clorura de calciu, pulverizată sub presiune în soluție sau în amestec cu alți agenți chimici [11], [33].

Aglomerarea electrostatică se bazează pe caracteristica importantă a particulelor de praf, care constă în capacitatea de a se încărca cu sarcină electrică, însușire pusă în evidență prin cercetările lui Landwehr și colaboratorii [35], [3].

La experimentări s-a folosit pulverizarea după împușcare a prafului de ghips, care este încărcat cu electricitate pozitivă. Întrucît praful de SiO_2, după explozie, are încărcătură electrică negativă, s-a produs sub influența încărcăturilor electrice de sens contrar aglomerarea celor două feluri de praf, rezultînd o sedimentare rapidă. Determinările au arătat reducerea prafului fin de SiO_2 cu 60%.

Aglomerarea cu ajutorul ultrasunetelor pornește de la ideea măririi numărului de ciocniri între particulele de praf. Metoda de combaterea prafului prin folosirea undelor de ultrasunete a fost experimentată în R. P Polonă [36]. Aerul în oscilație face ca și particulele de praf să intre în mișcare oscilantă, din care cauză au loc mai multe ciocniri care conduc la aglomerarea particulelor. Se pare însă că ultrasunetele, a căror eficiență tehnică în desprăfuirea aerului este foarte bună, au un efect nociv asupra organismului omenesc, neajuns care, împreună cu marile

cheltuieli de care este legată producerea lor, limitează perspectivele de extindere practică a metodei. Desigur însă că, înainte de a se putea trage concluzii asupra aplicabilității, mai sînt necesare încă cercetări în continuare.

Dispozitive de protecție individuale

Toate aceste măsuri generale și speciale nu pot duce însă la reducerea prăfuirii aerului minei în fiecare loc de muncă, ele neputîndu-se aplica oriunde. Neapărat mai rămîn locuri la care prăfuirea nu se poate reduce sub limita admisibilă. În aceste locuri trebuie aplicate protecțiile individuale ale muncitorilor, care se realizează prin *măști* individuale. Literatura sovietică propune mai multe tipuri de măști, dintre care masca R.N.16 pare să aibă caracteristicile cele mai convenabile, și anume: greutate de numai 230 g, iar rezistența atît la inspirație cît și la expirație de numai 2 mm col. apă. Ar fi indicat să introducem și în mineritul nostru aceste măști, mai ales la încărcări și la transportul de minereu, unde alte măsuri, dintre cele expuse sau dintre cele care se pot aplica, vor avea șanse foarte scăzute de reducere a prăfuirii.

evaporare a acestora, rezultate prin comprimarea aerului. Acest aer filtrat este condus la masca cuplată de pe fața muncitorilor. Masca este sub o suprapresiune constantă, ca atare nu produce rezistența nici la inspirație, nici la expirație. Prin suprapresiunea măștii, se reduce sau se elimină influența neetanșeităților acesteia la fața omului. Aceste filtre asigură un aer aspirat cu totul lipsit atît de praf de mină, cît și de eventualele gaze nocive sau asfixiante, și izolează complet plămînii muncitorului de microclimatul locului de muncă. Este o rezolvare interesantă a protecției muncitorului față de microclimatul nesănătos al minei.

În ceea ce privește controlul eficacității măștilor de protecție antipraf, literatura menționează că în unele țări acestea sînt supuse, cu ajutorul unui plămîn artificial, probelor care au rolul de a reproduce fenomenele proprii respirației [37].

Concluzii

Problema combaterii prafului silicogen în mină preocupă, așadar, cercuri din ce în ce mai largi

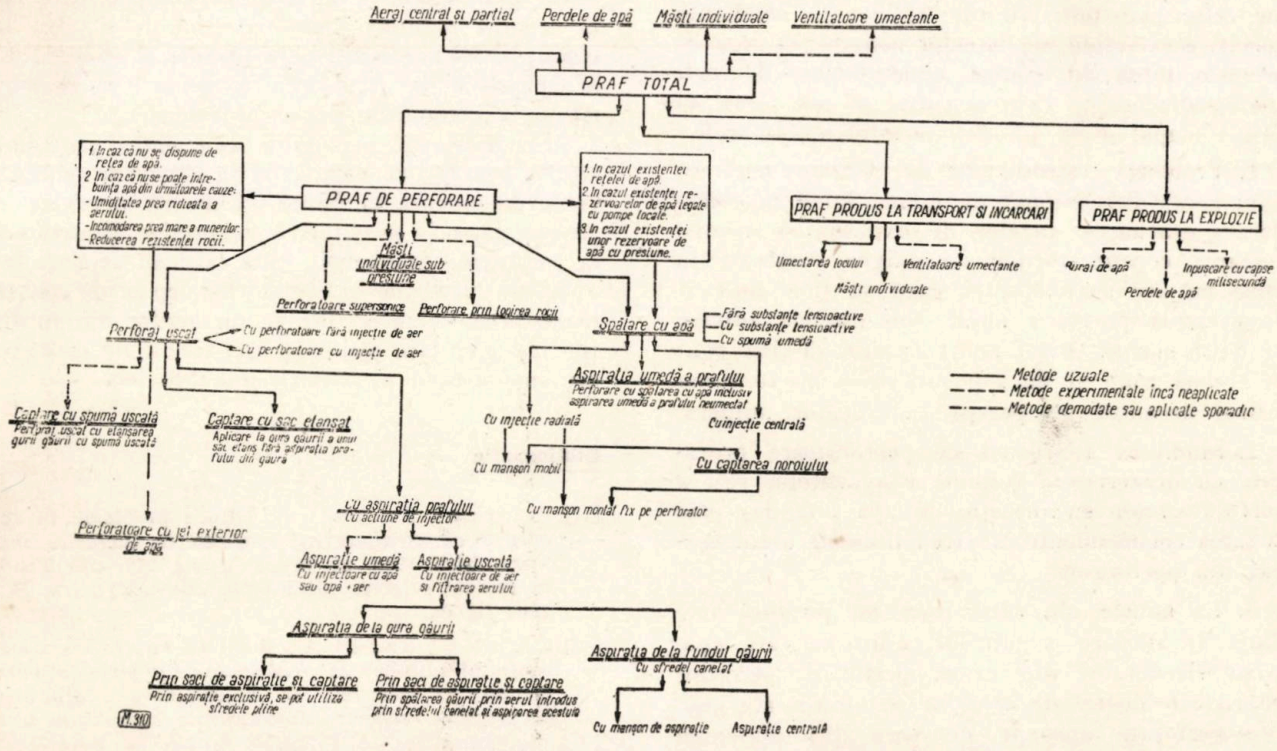


Fig. 1. Schema posibilităților de luptă contra prafului de mină.

Literatura de specialitate propune în acele locuri unde există aer comprimat, adică la perforare, la diferite armări etc., o mască specială cuplată pe rețeaua de aer comprimat. Aerul comprimat trece printr-un filtru special, care captează eventualele produse de ardere ale lubrifianților (adică monoxidul și bioxidul de carbon) cît și gazele de

de lucrători de specialitate, tehnicieni și medici, care se străduiesc ca prin soluții ingenioase să elaboreze măsuri de asigurarea desfășurării procesului de producție în condiții de respectare a normelor de protecția și igiena munci. În Uniunea Sovietică, pentru rezolvarea problemei combaterii prafului sînt ocupați, de pildă, mii de

lucrători din industria minieră și *peste 80 de institute* de cercetări, de proiectare, institute tehnice sau medico-profilactice [39].

Pe linia promovării progresului tehnic în mineritul din țara noastră și în domeniul combaterii prafului de mină, pe baza directivelor partidului și guvernului nostru și în lumina Hotărîrii privind introducerea tehnicii noi, considerăm ca fiind de o foarte mare actualitate înființarea unui centru de cercetări științifice pentru combaterea prafului, dotat cu mijloacele cele mai moderne. Opiniem că acest centru de cercetări ar trebui să funcționeze sub îndrumarea metodologică a Academiei Republicii Populare Romîne, cel mai înalt for științific al țării, tot astfel cum s-a procedat și în alte țări prietene.

Centrul de cercetări este indicat să aibă sediul cît mai aproape de realitățile concrete de pe teren unde sînt, posibilități de asigurare a nucleului de cadre de tehnicieni și medici de înaltă calificare științifică și practică, cu orientare atît în munca de teren cît și în cea de cercetare.

O serie de probleme apar ca necesar a fi studiate fără întîrziere, în vederea găsirii măsurilor celor mai potrivite de aplicat în condițiile specifice existente ale minelor noastre, în ceea ce privește lupta în contra generatorilor de boli conioprofesionale. Între acestea se pot situa în prima etapă, după părerea noastră, următoarele:

1. Problema introducerii la fiecare mină a unui aeraj dimensionat nu numai luînd în considerare evacuarea gazelor de explozie și aprovizionarea consumatorilor de oxigen existenți în mină cu aer suficient, ci care să țină cont și de diluarea prăfuirii minei sub limitele admise de către norme. Acest aeraj trebuie să țină cont în același timp și de aspectul de a nu turbiona praful decantat pe pereții excavațiilor miniere.

2. Studierea fabricării de perforatoare prevăzute cu dezaerisirea camerei exagonalului sau a perforatoarelor cu injecție de apă laterală, prin izolarea emanșamentului sfredelului de aerul eșapat din perforator.

3. La minele ale căror roci nu prezintă tendințe de surpare a găurilor, adică la care agățarea sfredelului din cauza prăbușirii pereților găurii este destul de rară, să se încerce (la găurile perforate aproape de verticală) aplicarea unor capuri de sfredele care să rețină apa și noroiul timp mai îndelungat în fundul găurii, sau realizarea acestui efect prin aplicarea unor inele de cauciuc pe tija sfredelelor existente.

4. Generalizarea dispozitivelor de ventile comune ale admisiei aerului și apei la perforatoare, adică asigurarea imposibilității pornirii perforatorului înainte de pornirea apei de injecție.

5. La minele la care nu este rezolvată perforarea umedă a găurilor apropiate de verticală, să se introducă și să se extindă perforarea cu spumă uscată.

6. Achiziționarea unor perforatoare sovietice B.M.P.-30 cu filtru P.U.R.-3 pentru încercarea aspirării uscate a prafului din fundul găurii.

7. Cercetarea în continuare a eficacității burajului cu apă, în vederea introducerii lui pe scară industrială, experimentarea burării cu soluții detergente, cu aerosoli, cu materiale cu sarcini electrostatice, și combinarea burajului celui mai eficient cu sistemul de inițiere a explozivului prin capse milesecundă.

8. Confecționarea unui pulverizator mecanic de apă, nesensibil la impuritățile apei de mină, cu care să se poată produce perdelele de apă la locurile de muncă, în vederea reducerii prafului de la împușcături, respectiv în vederea prevenirii intrării acestui praf în aerajul general al minei.

9. Achiziționarea unor ventilatoare umectante sau proiectarea și fabricarea acestora în țară, în vederea încercării lor la locurile de muncă cu umiditate nu prea ridicată.

10. Achiziționarea de filtre individuale, R.N. 16, în vederea reducerii îmbolnăvirilor de silicoză la operațiile de încărcare și transport al minereului, la operațiile de recoltarea probelor prin brazde, cît și la instalațiile de antezdrobiri.

Prin aplicarea măsurilor enumerate mai sus, sîntem convinși că vom reuși să eliminăm îmbolnăvirile de silicoză în mineritul nostru metalifer și credem că, prin propunerile respective, contribuim la rezolvarea problemei. Este evident totodată că aplicarea măsurilor și efectul lor depind de conștiinciozitatea tehnicienilor și inginerilor din unitățile miniere, care mai întîi trebuie să fie ei înșiși convinși asupra necesității aplicării lor.

Bibliografie

[1] Simecek Jaroslav: *Cîteva probleme în legătură cu combaterea prafului în lucrările miniere.* Uhli, 1958, nr. 8 (aug.), pag. 279—285. Trad. în caietul selectiv „Industria minieră" nr. 9, din 1960 (IDT).

[2] Chira V., Szasz A., Nàdudvary Gh.: *Potențialul silicogen al principalelor procese de lucru miniere și metodele de determinare a gradului de prăfuire respectiv.* Comunicare la sesiunea tehnico-științifică ASIT-SSM, ținută la Baia-Mare (6—7 aprilie 1961).

[3] Korther R., Landwehr M., Walkenhorst W. ș.a.: *Die Staubbindung beim Nassbohren (Captarea prafului la perforarea umedă).* Staub, 1957, nr. 53 (dec.), pag. 841—879.

[4] Petric D., Cetățean I. ș.a.: *Instalație pentru perforaj umed cu dispozitiv care nu permite funcționarea perforatorului de mină fără injecție de apă.* Revista Minelor, 1960, nr. 11 (nov.), pag. 497—500.

[5] Arndt F. K., Johnsson G.: *Verbesserung der Trockenabsaugund beim Sprenglochbohren (Îmbunătăţirea aspiraţiei uscate la perforarea găurilor de mină).* Glückauf 94, 1958, nr. 37—38 (sept.), p. 1351—1352.

[6] Bröcker N. E., Dietrich G.: *Posibilităţile luptei contra prafului de perforaj în minele metalifere, luînd în considerare în special perforajul uscat cu aspiraţia prafului.* Bergbautechnik 8, 1958, nr. 10 (oct.), pag. 507—518.

[7] * * *: *Aspiratorul de praf* tip TBIOT-54, UHM 8 (1958), nr. 11 (nov.), traducere în caietul selectiv „Industria minieră", 1960, nr. 1 (ian.), pag. 52—55.

[8] Chilovskoi V. G., Skolnikova R. S.: *Încercarea instalaţiilor de captarea prafului la perforarea găurilor de mină orizontale fără spălare umedă.* Industria minieră, caiet selectiv, 1957, nr. 3 (mart.), pag. 47—50, trad. din Gornîi Jurnal, 1956, nr. 8, aug.

[9] Fletche N., Curpăn: *Folosirea aparatelor cu spumă la săparea lucrărilor verticale pentru combaterea prafului silicogen.* Comunicare la sesiunea tehnico-ştiinţifică ASIT şi SSM-Maramureş (Baia-Mare), 6—7 aprilie 1961).

[10] * * *: *Protecţia împotriva prafului produs la perforare.* Industria minieră, caiet selectiv 1958, nr. 9 (sept.), pag. 77—88, traducere prescurtată după Banyaszati Lapok 90, 1957, nr. 10—11 (oct.).

[11] Keysser C.: *Geräte und Einrichtungernzur Staubbekämpfung und Verringerung der Silikosegefahr in Bergbau (Metodă şi procedeu de combaterea prafului şi reducerea pericolului silicozei în minerit).* Bergbautechnik, 7/1957, nr. 2 (febr), pag. 81—89.

[12] Keysser C.: *Bohrstandbekämpfung durch Trockenschaumverfahren (Combaterea prafului de perforare prin întrebuinţarea spumei uscate).* Bergbautechnik 3, 1953, nr. 10 (oct.), pag. 522—524.

[13] Duma S.: *Noutăţi în minerit.* Ed. C.C.S. 1957, pag. 17—22.

[14] Negulescu D.: *Metode şi utilaje noi în exploatarea la zi,* Ed. tehnică, Bucureşti, 1960, pag. 56—59.

[15] Balanovski V. F.: *Combaterea prafului, factor de mărire a vitezei de înaintare a lucrărilor de pregătire.* Industria minieră, caiet selectiv, 1958, nr. 11 (nov.), pag. 8—12, trad. din Şahtnoe str-vo, 1958, nr. 3 (mart.).

[16] Sidorenko A. K.: *Capete dure pentru perforarea fără formare de praf.* Bezopasnost truda v prom-sti, U.R.S.S., 3, 1959, nr. 8 (aug.), pag. 13—14.

[17] Kuzneţov Ju. V.: *Împuşcarea găurilor de mină burate cu apă, un mijloc de a mări eficienţa şi securitatea operaţiilor de împuşcare.* Ugol 34, 1959, nr. 3 (martie).

[18] * * *: *Folosirea apei pentru burajul găurilor de mină şi experienţele din punct de vedere pirotehnic al securităţii şi sanitar, cu utilizarea cartuşelor de buraj cu apă la împuşcare.* Bergbautechnik 9, 1959, nr. 8 (aug.), pag. 442—443.

[19] Jung H.: *Problema privitoare la combaterea prafului în minerit.* Dos. IDT nr. 40876, trad. din Bergakademie, 9, 1957, nr. 6 (ian.).

[20] Curpăn C., Csillag A., Fetche N. Chira V.: *Măsuri de combaterea prafului silicogen prin folosirea burajului cu soluţii apoase.* Comunicare la Sesiunea tehnico-ştiinţifică în combaterea prafului şi prevenirea silicozei în industria minieră, organizată de ASIT şi SSM-Maramureş (Baia-Mare, 6—7 aprilie 1961).

[21] Jeleznîh M. A., Gusev V. N.: *Combaterea prafului în atmosfera din mină.* Şahtnoe stroitelstvo, 1958, nr. 7, (iul.), pag. 28—29, traducere în Industria minieră, caiet selectiv, 1959, nr. 4 (apr), pag. 53—54.

[22] Şmarov N. A.: *Introducerea în mine a mijloacelor moderne de combaterea prafului.* Bezopasnost truda v. promsti, 4, 1960, nr. 6 (iunie), pag. 1—4.

[23] Balanovski V. F.: *Perdele de apă folosite în minele din Donbass.* Industria minieră, caiet selectiv, 1959, nr. 7 (iul.) pag. 52—54, trad. din Bezopast.-truda v. prom-sti 3, 1959, nr. 1 (ian.).

[24] Balanovski V. F.: *Înlocuirea protecţiei prin şistificare cu protecţie prin apă.* Şahtnoe str-vo, 1959, nr. 3 (martie).

[25] Rîjkov F. N., Semenenko B. A.: *Combaterea prafului la săparea lucrărilor orizontale cu secţiuni mari.* Gornîi Jurnal, 1957, nr. 9 (sept.).

[26] Zincevski N. P.: *Cisternă mobilă pentru spălarea prafului de pe pereţii lucrărilor miniere pentru transport.* Gornîi Jurnal 132, 1957, nr. 3 (martie).

[27] Baluta A. M., Tisko V. I.: *Combaterea prafului la mina Ţentralnaia.* Gornîi Jurnal 135, 1960, nr. 1 (ian.), pag. 74—75.

[28] Gibson C. S.: *Controlul prafului şi aerajul în minele metalifere şi nemetalifere (Dust control and ventilation at Ontario Mines).* Canad. Min. Metalurg. Bull. 53, 1960, nr. 578 (iun.), p. 424—430.

[29] Pudney H., Keen I.: *Reducerea prafului la descărcarea în siloz şi pe traseul de extracţie într-o mină de uraniu.* Engng. Min. J. 160, 1959, nr. 11 (nov.), pag. 103—106.

[30] Dautrebande L., Cartry D., Van Kerkom J. ş.a.: *Încercări de prevenire a silicozei.* Haut Katanga, 1954, cit. în [1].

[31] Mathias W.: *Combaterea pneumoconiozei (Bekämpfung der Staublunge).* Schlägel und Eisen, 1957, nr. 3, (mart.), pag. 172.

[32] Bandyopadhyay S.: *Combaterea prafului în mine prin difuziuni cu aerosoli.* Canad. Min. J. 81, 1960, nr. 12 (dec.), pag. 66—70.

[33] Meyer C.: *Cercetarea metodică a combaterii prafului de mină cu ajutorul stropirii.* Bergbauwiss., 7, 1960, nr. 4 (febr,), pag. 81—86

[34] Sanovskaia S. S., Bobrov I. S.: *Combaterea prafului depus în lucrările miniere prin metoda stropirii cu soluţii liante şi de umectare.* Ugol 32, 1957, nr. 1 (ian.).

[35] Landwehr M.: *Neue Wege zur Staubbekämpfund in Bergbau (Căi noi pentru combaterea prafului în minerit).* Schlägel und Eisen, 1960, nr. 2 (febr), pag. 77—86.

[36] Bröcker H. E.: *Protecţia sanitară şi a muncii, în special combaterea prafului, în mineritul şi metalurgia R. P. Polone.* Bergbautechn., 9, 1959, nr. 6 (ian.), pag. 302—308.

[37] * * *: *Controlul eficacităţii măştilor de combaterea prafului (Contrôle de l'efficacité des masques antipoussières).* Inst. Hyg. Min. 1959, nr. 165 (nov.), pag. 1—27.

[38] Komarov V. B.: *Aerajul minier.* Moscova, Metallurghizdat, 1959, pag. 111—116.

[39] * * *: *Combaterea prafului în minele de cărbuni şi minereu, o problemă importantă.* Bezopasnost truda v prom-sti 4, 1960, nr. 2 (febr.), pag. 1—3.

[40] Toropov I.: *Combaterea prafului în industrie.* IDT 1958.

[41] Popescu F. Gabriel, Benedek P. şi Schmidt Fr.: *Orientări noi în problema combaterii prafului silicogen în lucrările subterane.* Comunicare la Sesiunea tehnico-ştiinţifică organizată de ASIT şi SSM la Baia-Mare (6—7 aprilie 1961).

[42] Pătraşcu M., Zamfirescu M., Niţă S. ş.a.: *Consideraţii asupra prăfuirii şi mijloacelor tehnice de combatere a acesteia în minele din R.P.R.* Revista Minelor, 1961, nr. 3, (martie), pag. 119—124.

CZ. 622 233.002.5

Contribuții la perfecționarea acționării instalațiilor de extracție miniere (II)*

Acționarea cu două motoare asincrone, cu turații și cupluri motoare diferite

Prof. ing. V. BUMBU

O altă posibilitate de acționare cu recuperare de energie și mai mare, în cazul extracției cu schipuri, eventual cu colivii răsturnabile, ar fi acționarea tot conform schemei *B* (fig. 2), în care însă motorul auxiliar M_b, a cărui turație nominală este de c ori mai mică, ar fi de un cuplu motor mai redus în proporția f:

$$f = \frac{F_1'}{F_1} \tag{39}$$

în care:

F_1' este forța tangențială la periferia tobei în prima parte a fazei de demaraj, în kg;

F_1 — forța tangențială la periferia tobei în cea de-a doua parte a fazei de demaraj, în kg.

În acest caz, puterea motorului auxiliar M_b va fi:

$$P_b = \frac{P_a}{c} f, \text{ kW} \tag{40}$$

și cu el se va acționa instalația în decurs de t', s, pînă ce atinge viteza v':

$$v' = a't', \text{ m/s.} \tag{41}$$

Preluînd de la rețea, în decursul acestui interval, o putere:

$$P = \frac{P_2}{\eta_r \eta_1} \frac{1}{c} f, \text{ kW} \tag{42}$$

și consumînd o energie echivalentă ariei *012e*, (fig. 5), a cărei valoare este:

$$E_1' = \frac{P_2}{3\,600\,\eta_r \eta_1} \frac{1}{c} ft' = \frac{F_1'' v'}{102 \cdot 3\,600\,\eta_r \eta_1'} t' = \frac{P_1''}{3\,600\,\eta_r \eta_1'} t, \text{ kWh/cursă.} \tag{43}$$

După atingerea vitezei v'_1, motorul auxiliar este deconectat de la rețea și, concomitent, se conectează motorul principal, care continuă demararea instalației în cea de-a doua parte a fazei de $(t_1 - t')$, cînd se consumă de la rețea energia:

$$E_1'' = \frac{P_2}{3\,600\,\eta_r \eta_1} (t_1 - t') \text{ kWh/cursă,} \tag{44}$$

de unde, potrivit relațiilor (43) și (44), totalul energiei consumate de la rețea în faza de demaraj este:

$$E_1 = E_1' + E_1'' = \frac{1}{3\,600\,\eta_r} \left[\frac{P_1''}{\eta_1'} t' + \frac{P_2}{\eta_1} (t_1 - t') \right], \text{ kWh/cursă,} \tag{45}$$

iar energia recuperată în aceeași fază este:

$$E_{1r} = \frac{1}{3\,600\,\eta_r} \left(\frac{P_2}{\eta_1} - \frac{P_1''}{\eta_1'} \right) t', \text{ kWh/cursă.} \tag{46}$$

În faza de încetinire, cînd aceasta este motrică, cu t'' în s înainte de sfîrșitul cursei, unde:

$$t'' = \frac{v'}{a''}, \text{ s,} \tag{47}$$

se deconectează motorul principal și, concomitent, se conectează motorul auxiliar cu care instalația este acționată pînă la sfîrșitul cursei.

Deoarece acționarea în faza a doua este aceeași, o omitem.

Pe cînd în prima parte a fazei de încetinire se consumă de la rețea energia:

$$E_3' = \frac{P_5}{3\,600\,\eta_r \eta_3} (t_3 - t''), \text{ kWh/cursă,} \tag{48}$$

în partea a doua a acestei faze se consumă energia:

$$E_3'' = \frac{P_5}{3\,600\,\eta_r \eta_3} \frac{1}{c} ft'' = \frac{F_6' v'}{102 \cdot 3600\,\eta_r \eta_3'} t'' = \frac{P_6'}{3\,600\,\eta_r \eta_3'} t'', \text{ kWh/cursă,} \tag{49}$$

așa că, în toată faza de încetinire, potrivit relațiilor (48) și (49), se consumă energia:

$$E_3 = \frac{1}{3\,600\,\eta_r} \left[\frac{P_5}{\eta_3} (t_3 - t'') + \frac{P_6'}{\eta_3'} t'' \right], \text{ kWh/cursă,} \tag{50}$$

iar economia de energie ce se realizează în decursul acestei faze este:

$$E_{3r} = \frac{P_5 - P_5 \frac{1}{c} f}{3\,600\,\eta_r \eta_3} t'' = \frac{1}{3\,600\,\eta_r} \left(\frac{P_5}{\eta_3} - \frac{P_6'}{\eta_3'} \right) t'', \text{ kWh/cursă,} \tag{51}$$

* A se vedea „Revista Minelor" nr. 11/1961

Totalul energiei consumate de la rețea, la fiecare cursă, este reprezentat de aria *01234 56789-10-11* (fig. 5) și, potrivit relațiilor (45), (20) și (56), este:

$$E = \frac{1}{3\,600\,\eta_r}\left[\frac{P_1''}{\eta_1'}\,t' + \frac{P_2}{\eta_1}(t_1 - t') + \frac{P_3}{\eta_2}\,t_2 + \right.$$

$$\left. + \frac{P_5}{\eta_3}(t_3 - t'') + \frac{P_6'}{\eta_3'}\,t''\right] \text{ kWh/cursă}, \quad (52)$$

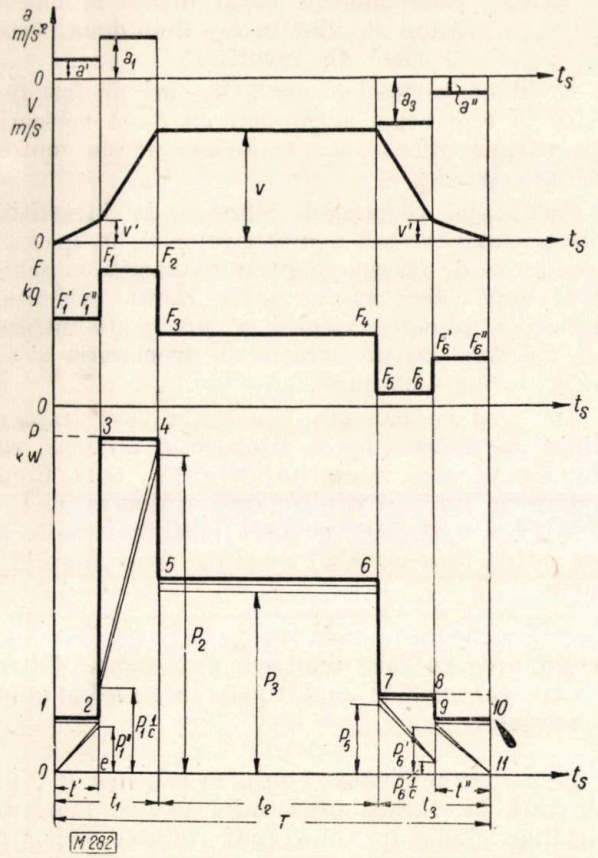


Fig. 5. Diagramele de funcționare și consumul de energie de la rețea al instalației de extracție compensate, acționate cu două motoare asincrone, de turații și cupluri motoare diferite.

iar energia economisită la fiecare cursă, potrivit relațiilor (46), (51), este:

$$E_r = \frac{1}{3\,600\,\eta_r}\left[\left(\frac{P_2}{\eta_1} - \frac{P_1''}{\eta_1'}\right)t' + \right.$$

$$\left. + \left(\frac{P_5}{\eta_3} - \frac{P_6'}{\eta_3'}\right)t''\right], \text{ kWh/cursă}. \quad (53)$$

În ceea ce privește relațiile pentru instalația necompensată, acționată cu două motoare de turații și cupluri motoare diferite, ele ar putea fi exprimate aproape analog cu cele date la instalațiile acționate cu două motoare de turații diferite, dar cu același cuplu motor, ținînd seamă de coeficientul f, dat de relația (39). Este însă mai potrivit să exprimăm mai simplificat toate aceste relații cu notațiile din figura 6, prin care se înțelege:

$$P_1' = \frac{F_1' v'}{102}, \text{ kW}; \quad (54)$$

$$P_1'' = \frac{F_1'' v'}{102}, \text{ kW}; \quad (55)$$

$$P_1 = \frac{F_1 v}{103}, \text{ kW}; \quad (56)$$

$$P_2 = \frac{F_2 v}{102}, \text{ kW}; \quad (57)$$

$$P_5 = \frac{F_5 v}{102}, \text{ kW}; \quad (58)$$

$$P_6 = \frac{F_6 v}{102}, \text{ kW}; \quad (59)$$

$$P_6' = \frac{F_6' v'}{102}, \text{ kW}; \quad (60)$$

$$P_6'' = \frac{F_6'' v''}{102}, \text{ kW}. \quad (61)$$

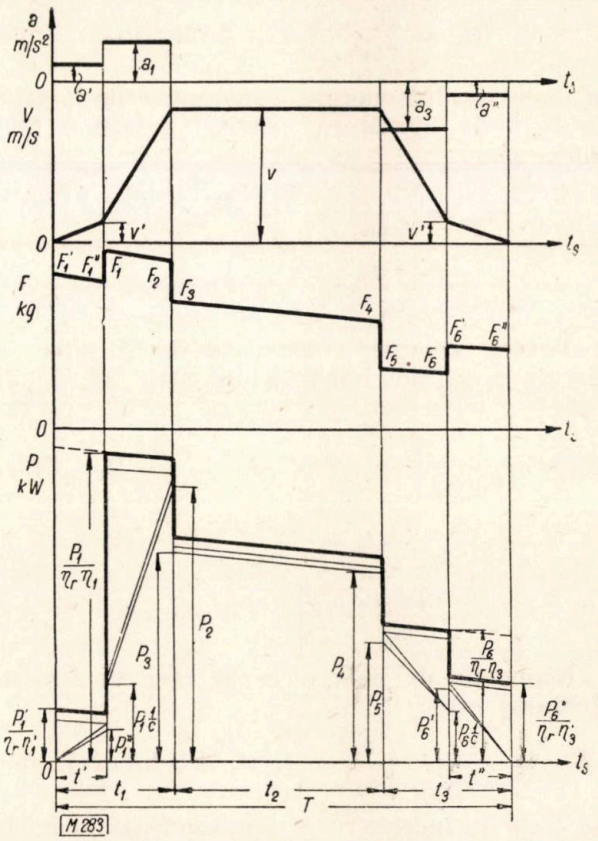


Fig. 6. Diagramele de funcționare și consumul de energie de la rețea al instalației de extracție necompensate, acționate cu două motoare asincrone, de turații și cupluri motoare diferite.

Astfel, în prima parte a fazei de demaraj se va consuma energia:

$$E_{1n}' = \frac{P_1' + P_1''}{7\,200\,\eta_r\,\eta_1'}\,t', \text{ kWh/cursă}, \quad (62)$$

în cea de-a doua parte energia:

$$E''_{1n} = \frac{P_1 + P_2}{7200\,\eta_r\,\eta_1}(t_1 - t'), \text{ kWh/cursă} \quad (63)$$

și, deci, totalul energiei consumate de la rețea, în faza de demaraj, potrivit relațiilor (62), (63), este:

$$E_{1n} = \frac{1}{3\,600\,\eta_r}\left[\frac{P'_1 + P''_1}{2\eta'_1}t' + \right.$$
$$\left. + \frac{P_1 + P_2}{2\eta_1}(t_1 - t')\right], \text{ kWh/cursă.} \quad (64)$$

În faza de mișcare cu viteza constantă, energia consumată este dată de relația clasică, ca în relația (31).

În prima parte a fazei de încetinire se va consuma energia:

$$E'_{3n} = \frac{P_5 + P_6}{7\,200\,\eta_r\,\eta_3}(t_3 - t''), \text{ kWh/cursă,} \quad (65)$$

în cea de-a doua, energia:

$$E''_{3n} = \frac{P'_6 + P''_6}{7\,200\,\eta_r\,\eta'_3}t'', \text{ kWh/cursă} \quad (66)$$

și deci, totalul energiei consumate de la rețea în faza de încetinire, potrivit relațiilor (65), (66), este:

$$E_{3n} = \frac{1}{3\,600\,\eta_r}\left[\frac{P_5 + P_6}{2\,\eta_3}(t_3 - t'') + \right.$$
$$\left. + \frac{P'_6 + P''_6}{2\eta'_3}t''\right], \text{ kWh/cursă.} \quad (67)$$

Totalul energiei consumate de la rețea la fiecare cursă, potrivit relațiilor (64), (20) și (67), este:

$$E_n = \frac{1}{3\,600\,\eta_r}\left[\frac{P'_1 + P''_1}{2\eta'_1}t' = \frac{P_1 + P_2}{2\eta_1}(t_1 - t'') + \right.$$
$$+ \frac{P_3 + P_4}{2\eta_2}t_2 + \frac{P_5 + P_6}{2\eta_3}(t_3 - t'') +$$
$$\left. + \frac{P'_6 + P''_6}{2\eta'_3}t''\right], \text{ kWh/cursă.} \quad (68)$$

Economia de energie ce se face în faza de demaraj este:

$$E_{1rn} = \frac{1}{3\,600\,\eta_r}\left(\frac{P_1}{\eta_1} - \frac{P''_1}{\eta'_1}\right)t', \text{ kWh/cursă,} \quad (69)$$

în faza de încetinire se economisește energia:

$$E_{3rn} = \frac{1}{3\,600\,\eta_r}\left(\frac{P_6}{\eta_3} - \frac{P'_6}{\eta'_3}\right)t'', \text{ kWh/cursă} \quad (70)$$

așa încît totalul energiei ce se economisește la fiecare cursă de extracție este:

$$E_{rn} = \frac{1}{3\,600\,\eta_r}\left[\left(\frac{P_1}{\eta_1} - \frac{P''_1}{\eta'_1}\right)t' + \right.$$
$$\left. + \left(\frac{P_6}{\eta_3} - \frac{P'_6}{\eta'_3}\right)t''\right], \text{ kWh/cursă,} \quad (71)$$

în care:

η'_1 este randamentul total mediu al motorului auxiliar în prima parte a fazei de demaraj;

η_1 — randamentul total mediu al motorului principal în cea de-a doua parte a fazei de demaraj;

η_3 — randamentul total mediu al motorului principal în prima parte a fazei de încetinire;

η'_3 — randamentul total mediu al motorului auxiliar în cea de-a doua parte a fazei de încetinie.

Evident, aceleași observații, care au fost făcute la expunerea acționării cu două motoare de turații diferite și cu același cuplu motor se fac și aici.

Avantajul economiei relative de investiții, răcirea mai intensă a motoarelor și, în special, economia de energie pentru extracția cu schipuri sau colivii răsturnabile rămîn evidente, deoarece valoarea vitezei v' nu poate întrece 1—1,5 m/s, iar accelerația și decelerația $a' = a'' = 0{,}2 - 0{,}3$ m/s².

În ceea ce privește precauția care trebuie luată la dimensionarea motorului auxiliar, ea devine de mai mare importanță, dată fiind mărimea lui $c = 10 - 4$, deși valoarea factorului $f = 0{,}85 - 0{,}6$, și deci posibilitatea de a nu putea crea motorul auxiliar de o atare turație.

Acționarea cu două motoare asincrone, dintre care cel auxiliar cuplat prin intermediul unui reductor

Deoarece acționarea conform schemei *B* (fig. 2) duce la turații prea mici pentru motorul auxiliar, cînd c are valori mai ridicate, se poate utiliza acționarea conform schemei *C* (fig. 2), în care motorul auxiliar M_c este cuplat rigid cu motorul principal M_a prin intermediul unui reductor R_1, cu raport de transmisie i_1.

În acest caz, motorul auxiliar M_c poate fi construit de turație ω_c acceptabilă:

$$\omega_c = i_1\frac{\omega_a}{c}, \text{ s}^{-1}, \quad (72)$$

dar cu același neajuns, că turația motorului auxiliar, după deconectarea sa și conectarea motorului principal, este adusă de către acesta din urmă la turația:

$$\omega'_c = i_1\,\omega_a, \text{ s}^{-1}, \quad (73)$$

ceea ce implică o execuție mai rezistentă, din punct de vedere al încălzirii mecanice a lagărelor și al forței centrifuge, decît fără reductor.

Deosebit, trebuie să se țină seama că la suma maselor reduse la periferia tobei Σm mai trebuie adăugate și masele rotorului motorului

auxiliar M_c şi ale reductorului R_1, reduse, de data aceasta, prin ambele reductoare, adică:

$$\Sigma m_2 = \Sigma m + \frac{1}{g} \cdot \frac{GD^2}{D_t^2} i^2 i_1^2 (1+y), \text{ kgs}^2/\text{m}, \quad (74)$$

în care:

Σm_2 este suma totală a maselor, redusă la periferia tobei, în kgs²/m;

GD^2 — momentul de giraţie a rotorului motorului auxiliar, kgm;

D_t — diametrul tobei instalaţiei de extracţie, în m;

$g = 9{,}81$ m/s², — acceleraţia gravitaţiei;

i, i_1 — rapoartele de transmisie ale celor două reductoare R şi R_1;

y — coeficientul ce reprezintă raportul dintre GD_r^2 echivalent al reductorului şi GD^2 al rotorului motorului auxiliar.

Şi în acest caz, relaţiile care exprimă energia preluată de la reţea şi energia recuperată sînt cele stabilite mai sus, cu deosebire că mai intervine şi pierderea de energie în reductorul R_1, redată în diagrama puterii din figura 7.

Admiţînd acelaşi randament ca şi pentru reductorul R, consumul de energie în faza de demaraj este:

$$E_1 = \frac{1}{3\,600}\left[\frac{P_1''}{\eta_r^2 \eta_1'} t' + \frac{P_2}{\eta_r \eta_1}(t_1 - t')\right], \quad \text{kWh/cursă}, \quad (75)$$

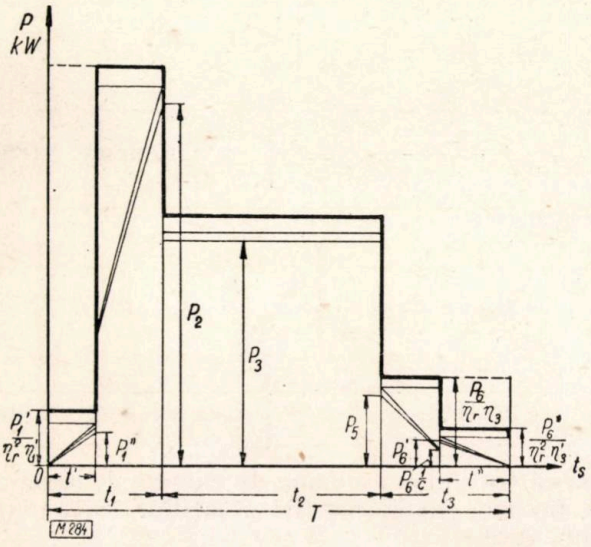


Fig. 7. Diagrama puterii şi a consumului de energie de la reţea al instalaţiei de extracţie compensate, acţionate cu două motoare asincrone, dintre care cel auxiliar cuplat prin intermediul unui reductor.

respectiv, pentru instalaţiile necompensate:

$$E_{1n} = \frac{1}{3\,600}\left[\frac{P_1' + P_1''}{2\eta_r^2 \eta_1'} t' + \frac{P_1 + P_2}{2\eta_r \eta_1}(t_1 - t')\right], \quad \text{kWh/cursă}. \quad (76)$$

De asemenea, consumul de energie în faza de încetinire este:

$$E_3 = \frac{1}{3\,600}\left[\frac{P_5}{\eta_r \eta_3}(t_3 - t'') + \frac{P_6'}{\eta_r^2 \eta_3'} t''\right], \quad \text{kWh/cursă}, \quad (77)$$

respectiv:

$$E_{3n} = \frac{1}{3\,600}\left[\frac{P_5 + P_6}{2\eta_r \eta_3}(t_3 - t'') + \frac{P_6' + P_6''}{2\eta_r^2 \eta_3'} t''\right], \quad \text{kWh/cursă}, \quad (78)$$

aşa că totalul consumului de energie de la reţea, la fiecare cursă, potrivit relaţiilor (75), (20) şi (77), este:

$$E = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\frac{P_1''}{\eta_r \eta_1'} t' + \frac{P_2}{\eta_1}(t_1 - t') + \frac{P_3}{\eta_2} t_2 + \frac{P_5}{\eta_3}(t_3 - t'') + \frac{P_6'}{\eta_r \eta_1'} t''\right], \quad \text{kWh/cursă}, \quad (79)$$

respectiv, pentru instalaţiile de extracţie necompensate:

$$E_n = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\frac{P_1' + P_1''}{2\eta_r \eta_1'} t' + \frac{P_1 + P_2}{2\eta_1}(t_1 - t') + \frac{P_3 + P_4}{2\eta_2} t_2 + \frac{P_5 + P_6}{2\eta_3}(t_3 - t'') + \frac{P_6' + P_6''}{2\eta_r \eta_3'} t''\right], \quad \text{kWh/cursă}, \quad (80)$$

Economia de energie ce se realizează în faza de demaraj fiind:

$$E_{1r} = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left(\frac{P_2}{\eta_1} - \frac{P_1''}{\eta_r \eta_1'}\right) t', \quad \text{kWh/cursă}, \quad (81)$$

respectiv:

$$E_{1rn} = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left(\frac{P_1}{\eta_1} - \frac{P_1''}{\eta_r \eta_1'}\right) t', \quad \text{kWh/cursă} \quad (82)$$

iar în faza de încetinire economia fiind:

$$E_{3r} = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left(\frac{P_5}{\eta_3} - \frac{P_6'}{\eta_r \eta_3'}\right) t'', \quad \text{kWh/cursă}, \quad (83)$$

respectiv:

$$E_{3rn} = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left(\frac{P_6}{\eta_3} - \frac{P_6'}{\eta_r \eta_6'}\right) t'', \text{kWh/cursă}, \quad (84)$$

rezultă că totalul energiei recuperate la fiecare cursă este:

$$E_r = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\left(\frac{P_2}{\eta_1} - \frac{P_1''}{\eta_r\,\eta_1'}\right)t' + \left(\frac{P_5}{\eta_3} - \frac{P_6'}{\eta_r\,\eta_3'}\right)t''\right], \text{ kWh/cursă}, \qquad (85)$$

respectiv, pentru instalațiile de extracție necompensate,

$$E_{rn} = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\left(\frac{P_1}{\eta_1} - \frac{P_1''}{\eta_r\,\eta_1'}\right)t' + \left(\frac{P_6}{\eta_3} - \frac{P_6'}{\eta_r\,\eta_3'}\right)t''\right], \text{ kWh/cursă}. \qquad (86)$$

Acționarea cu două motoare, dintre care cel auxiliar să fie de curent continuu și alimentat de la un redresor cu mercur

Am văzut că acționarea instalațiilor de extracție cu două motoare asincrone poate să aducă o economie de energie destul de însemnată față de acționarea cu un singur motor, și că poate fi realizată cu succes pentru anumite valori ale lui c.

Pentru valori mai mari, însă, acest mod de acționare duce fie la turații prea mici pentru motorul auxiliar, fie la necesitatea utilizării celui de-al doilea reductor, care împovărează motorul principal cu prea multe mase de accelerat.

De aceea, găsesc mai potrivit, dată fiind siguranța în funcționare a redresoarelor cu mercur, să se utilizeze ca motor auxiliar un motor de curent continuu, alimentat de la un redresor cu mercur.

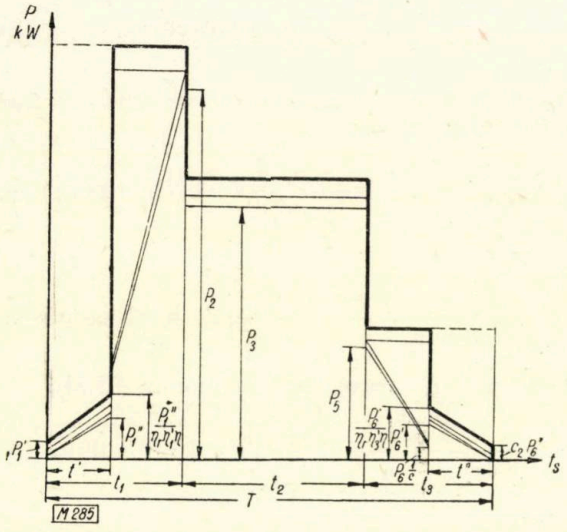


Fig. 8. Diagrama puterii și a consumului de energie de la rețea al instalației de extracție compensate, acționate cu două motoare, dintre care cel auxiliar fiind de curent continuu.

În acest caz, schema de acționare rămîne cea dată de conturul B (fig. 2), motorul de curent continuu fiind cuplat rigid cu motorul asincron M_a.

Admițînd aceeași cinematică ca în figurile 5 și 6, adică demaraj și încetinire cu accelerații și decelerații constante, și notînd cu c_1 și c_2 coeficienții subunitari ce afectează puterile P_1' și P_6'', de la începutul și sfîrșitul cursei, relațiile care ne dau consumul de energie de la rețea și energia recuperată se aseamănă cu cele precedente pentru partea centrală a diagramei puterii, deosebindu-se doar prin relațiile pentru părțile extreme.

Astfel, consumul de energie în faza de demaraj, ținînd seamă de randamentul η al redresorului cu mercur și de diagrama puterii din figura 8, este

$$E_1 = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\frac{c_1 P_1'\eta_r + \dfrac{P_1''}{\eta_1'\eta}}{2}t' + \frac{P_2}{\eta_1}(t_1 - t'),\right], \text{ kWh/cursă} \qquad (87)$$

respectiv, pentru instalațiile necompensate:

$$E_{1n} = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\frac{c_1 P_1'\eta_r + \dfrac{P_1''}{\eta_1'\eta}}{2}t' + \frac{P_1 + P_2}{2\eta_1}(t_1 - t')\right], \text{ kWh/cursă}. \qquad (88)$$

Consumul de energie în faza de încetinire este:

$$E_3 = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\frac{P_5}{\eta_3}(t_3 - t'') + \frac{\dfrac{P_6'}{\eta_3'\eta} + C_2 P_6''\eta_r}{2}t''\right], \text{ kWh/cursă}, \qquad (89)$$

respectiv:

$$E_{3n} = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\frac{P_5 + P_6}{2\eta_3}(t_3 - t'') + \frac{\dfrac{P_6'}{\eta_3'\eta} + c_2 P_6''\eta_r}{2}t''\right], \text{ kWh/cursă}, \qquad (90)$$

așa că totalul consumului de energie de la rețea la fiecare cursă, potrivit relațiilor (87), (20), (89), este:

$$E = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\frac{\dfrac{P_1''}{\eta_2'\eta} + c_1 P_1'\eta_r}{2}t' + \frac{P_2}{\eta_1}(t_1 - t') + \right.$$

$$+\frac{P_3}{\eta_2}t_2+\frac{P_5}{\eta_3}(t_3-t'')+$$

$$+\frac{\frac{P_6'}{\eta_3'\eta}+c_2P_6''\eta_r}{2}t''\Bigg], \text{ kWh/cursă,} \quad (91)$$

respectiv, pentru instalațiile de extracție necompensate :

$$E_n=\frac{1}{3600\,\eta_r}\left[\frac{\frac{P_1''}{\eta_1'\eta}+c_1P_1'\eta_r}{2}t'+\right.$$

$$+\frac{P_1+P_2}{2\eta_1}(t_1-t')+\frac{P_3+P_4}{2\eta_2}t_2+$$

$$\left.+\frac{P_5+P_6}{2\eta_3}(t_3-t'')+\frac{\frac{P_6'}{\eta_3'\eta}+c_2P_6''\eta_r}{2}t''\right],$$

kWh/cursă. (92)

Cantitatea de energie ce se recuperează în decursul fazei de demaraj fiind :

$$E_{1r}=\frac{1}{3600\,\eta_r}\left(\frac{P_2}{\eta_1}-\frac{\frac{P_1''}{\eta_1'\eta}+c_1P_1'\eta_r}{2}\right)t', \text{ kWh/cursă,} \quad (93)$$

respectiv, pentru instalațiile necompensate :

$$E_{1rn}=\frac{1}{3600\,\eta_r}\left(\frac{P_1}{\eta_1}-\frac{P_1''}{\eta_1'\eta}+\right.$$

$$\left.+\frac{P_1'\left(\frac{1}{\eta_1'\eta}-c_1\eta_r\right)}{2}\right)t', \text{ kWh/cursă,} \quad (94)$$

iar în faza de încetinire fiind :

$$E_{3r}=\frac{1}{3600\,\eta_r}\left(\frac{P_5}{\eta_3}-\frac{\frac{P_6'}{\eta_3'\eta}+c_2P_6''\eta_r}{2}\right)t'', \text{ kWh/cursă,} \quad (95)$$

respectiv, pentru instalațiile necompensate :

$$E_{3rn}=\frac{1}{3600\,\eta_r}\left(\frac{P_6}{\eta_3}-\frac{P_6'}{\eta_3'\eta}+\right.$$

$$\left.+\frac{P_6''\left(\frac{1}{\eta_3'\eta}-c_2\eta_r\right)}{2}\right)t'', \text{ kWh/cursă,} \quad (96)$$

totalul energiei recuperate la fiecare cursă, potrivit relațiilor (93) și (95), este :

$$E_r=\frac{1}{3600\,\eta_r}\left[\left(\frac{P_2}{\eta_1}-\frac{c_1P_1'\eta_r+\frac{P_1''}{\eta_1'\eta}}{2}\right)t'+\right.$$

$$\left.+\left(\frac{P_5}{\eta_3}-\frac{\frac{P_6'}{\eta_3'\eta}+c_2P_6''\eta_r}{2}\right)t''\right], \text{ kWh/cursă,} \quad (97)$$

respectiv, pentru instalațiile necompensate, potrivit relațiilor (95) și (96), este :

$$E_{rn}=\frac{1}{3600\,\eta_r}\left[\left(\frac{P_1}{\eta_1}-\frac{P_1''}{\eta_1'\eta}-\right.\right.$$

$$-\frac{P_1'\left(c_1\eta_r-\frac{1}{\eta_1'\eta}\right)}{2}\Bigg)t'+\left(\frac{P_6}{\eta_3}-\frac{P_6'}{\eta_3'\eta}+\right.$$

$$\left.\left.+\frac{P_6''\left(\frac{1}{\eta_3'\eta}-c_2\eta_r\right)}{2}\right)t''\right], \text{ kWh/cursă,} \quad (98)$$

Relațiile consumului de energie de la rețea și ale energiei recuperate, pentru acest caz al acționării cu motor auxiliar de curent continuu alimentat de la un redresor cu mercur, sînt valabile numai pentru cazul particular al acționării instalației, cît timp vasele circulă prin ghidaje. Din moment ce vasul superior a ieșit din ghidaje, acționarea se face cu motorul principal, asincron.

De aici rezultă oarecum convenienta ca viteza vasului la ieșire din ghidaje să fie identică cu viteza la intrare în ghidaje, care-i mai mică

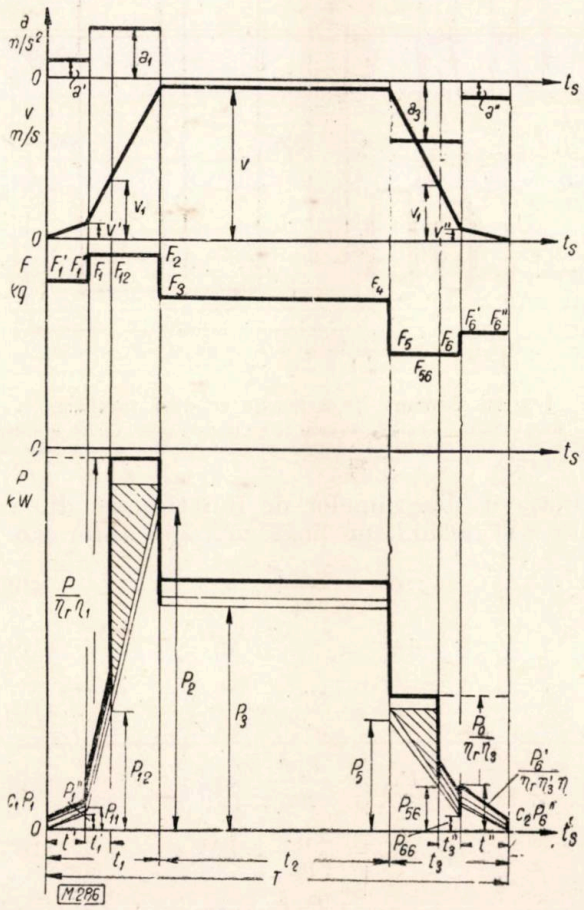


Fig. 9. Diagramele de funcționare și consumul de energie de la rețea al instalației de extracție compensate, acționate cu două motoare, dintre care cel auxiliar fiind de curent continuu.

(maximum 1,5 m/s) și, deci, ne oferă posibilități mai reduse de recuperare din energia ce se pierde în reostat.

Din acest motiv, pentru acționarea instalațiilor de extracție de mare adîncime și mare sarcină utilă va fi mai convenabil ca motorul auxiliar de curent continuu, alimentat fie de la un redresor cu mercur, fie de la un grup convertizor, să fie luat ceva mai mare, așa încît să fie capabil să acționeze instalația în continuare și după ce vasul gol a ieșit din ghidaje cu viteza v', pînă ce atinge viteza v_1 (fig. 9).

În acest caz se poate diferenția viteza v', de la ieșirea vasului din ghidaje, de viteza v'', de la intrarea lui în ghidaje, ceea ce constituie un avantaj din punct de vedere al cinematicii, viteza la ieșire putînd fi luată mai mare.

Pe de altă parte, acest mod de acționare atinge o și mai mare recuperare de energie, și anume la instalațiile cu viteza de extracție $v = 15 - 25$ m/s, cînd motorul auxiliar poate fi luat de putere mai însemnată, capabil să acționeze instalația pînă la viteza $v_1 = 5 - 8$ m/s.

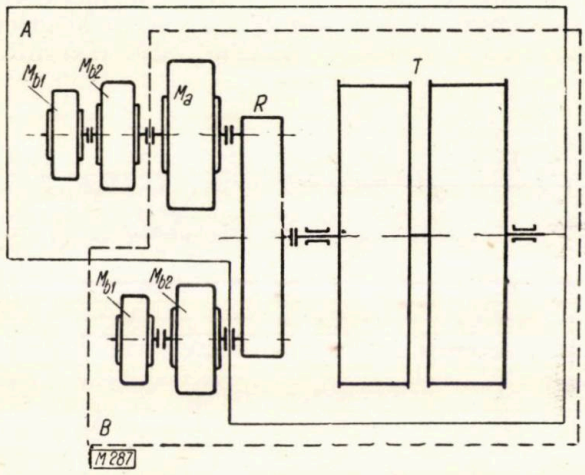


Fig. 10. Schema de acționare cu trei motoare:
A – toate cele trei motoare cuplate în șir la un singur pinion al reductorului; *B* – cele trei motoare cuplate prin intermediul a două pinioane.

Potrivit diagramelor de funcționare din figura 9 și notînd, pe lîngă notațiile anterioare:

$$t_1' = \frac{v_1 - v'}{a_1}, \text{ s}; \quad (99)$$

$$t_3'' = \frac{v_1 - v''}{a_3}, \text{ s}; \quad (100)$$

$$t'' = \frac{v''}{a''}, \text{ s}; \quad (101)$$

$$P_{11} = \frac{F_1 v'}{102}, \text{ kW}; \quad (102)$$

$$p_{12} = \frac{F_{12} v'}{102}, \text{ kW}; \quad (103)$$

$$P = \frac{F_{12} v}{102}, \text{ kW}; \quad (104)$$

$$P_0 = \frac{F_{56} v}{102}, \text{ kW}; \quad (105)$$

$$P_{56} = \frac{F_{56} v_1}{102}, \text{ kW}; \quad (106)$$

$$P_{66} = \frac{F_6 v''}{102}, \text{ kW}; \quad (107)$$

$$P_6' = \frac{F_6' v''}{102}, \text{ kW}; \quad (108)$$

$$P_6'' = \frac{F_6'' v''}{102}, \text{ kW}; \quad (109)$$

în care:

η' este randamentul total mediu al motorului auxiliar în cea de-a doua parte a fazei de demaraj;

η'' – randamentul total mediu al motorului auxiliar în prima parte a fazei de încetinire;

atunci consumul de energie de la rețea la fiecare cursă va fi:

$$E = \frac{1}{3600\,\eta_r}\left[\frac{c_1 P_1' \eta_r + \frac{P_1''}{\eta_1' \eta}}{2} t' + \frac{P_{11} + P_{12}}{2\eta' \eta} t_1' + \right.$$

$$+ \frac{P_2}{\eta_1}(t_1 - t' - t_1') + \frac{P_3}{\eta_2} t_2 + \frac{P_5}{\eta_3}(t_3 - t_3'' - t'') +$$

$$\left. + \frac{P_{56} + P_{66}}{2\eta'' \eta} t_3'' + \frac{\frac{P_6'}{\eta_3' \eta} + c_2 P_6'' \eta_r}{2} t'' \right], \text{ kWh/cursă}, \quad (110)$$

respectiv, pentru instalațiile necompensate:

$$E_n = \frac{1}{3600\,\eta_r}\left[\frac{c_1 P_1' \eta_r + \frac{P_1''}{\eta_1' \eta}}{2} t' + \frac{P_{11} + P_{12}}{2\eta' \eta} t_1' + \right.$$

$$+ \frac{P + P_2}{2\eta_1}(t_1 - t' - t_1') + \frac{P_3 + P_4}{2\eta_2} t_2 +$$

$$+ \frac{P_5 + P_0}{2\eta_3}(t_3 - t_3'' - t'') + \frac{P_{56} + P_{66}}{2\eta'' \eta} t_3'' +$$

$$\left. + \frac{\frac{P_6'}{\eta_3' \eta} + c_2 P_6'' \eta_r}{2} t'' \right], \text{ kWh/cursă}. \quad (111)$$

Energia recuperată la fiecare cursă în acest caz, față de acționarea cu un singur motor asincron, va fi:

$$E_r = \frac{1}{3600\,\eta_r}\left[\left(\frac{P_2}{\eta_1} - \frac{c_1 P_1' \eta_r + \frac{P_1''}{\eta_1' \eta}}{2}\right) t' + \right.$$

$$+ \left(\frac{P_2}{\eta_1} - \frac{P_{11} + P_{12}}{2\eta' \eta}\right) t_1' + \left(\frac{P_5}{\eta_3} - \frac{P_{56} + P_{66}}{2\eta'' \eta}\right) t_3'' +$$

$$\left. + \left(\frac{P_5}{\eta_3} - \frac{\frac{P_6'}{\eta_3' \eta} + c_2 P_6'' \eta_r}{2}\right) t'' \right], \text{ kWh/cursă}, \quad (112)$$

respectiv, pentru instalațiile necompensate :

$$E_{rn}=\frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\left(\frac{P_1}{\eta_1}-\frac{P_1''}{\eta_1'\eta}+\right.\right.$$

$$\left.+\frac{P_1'\left(c_1\eta_r-\frac{1}{\eta_1'\eta}\right)}{2}\right)t'+\left(\frac{P_1+P}{2\eta_1}-\frac{P_{11}+P_{12}}{2\eta'\eta}\right)t_1'+$$

$$+\left(\frac{P_0+P_6}{2\eta_3}-\frac{P_{56}+P_{66}}{2\eta''\eta}\right)t_3''+\left(\frac{P_6}{\eta_3}-\frac{P_6'}{\eta_3'\eta}+\right.$$

$$\left.\left.+\frac{P_6''\left(\frac{1}{\eta_3'\eta}-c_2\eta_r\right)}{2}\right)t''\right],\ \text{kWh/cursă.}\quad(113)$$

Evident, în această ultimă ipoteză în reostatul motorului asincron se pierde minimum de energie. Această pierdere de energie este redată prin suprafețele haşurate din figura 9.

Acționarea cu trei motoare

Există posibilitatea ca o instalație de extracție să fie acționată cu trei motoare, ca în figura 10.

Cu motorul auxiliar M_{b1} instalația este demarată pînă ce atinge viteza v' (m/s), după care este deconectat şi, concomitent, este conectat al doilea motor auxiliar M_{b2}, cu care se continuă demararea pînă ce instalația atinge viteza v_1, cînd este deconectat şi cel de-al doilea motor auxiliar, concomitent conectîndu-se la rețea motorul principal, asincron, cu care este acționată instalația pînă ce atinge viteza de extracție v, în toată faza de mişcare cu viteză constantă şi în faza de încetinire, pînă ce viteza sa scade la v_1 ; după aceasta motorul principal M_a este deconectat şi, concomitent, conectat motorul auxiliar M_{b2}, cu care se acționează instalația pînă ce viteza a scăzut la valoarea v'', după care se deconectează şi motorul auxiliar M_{b2}, conectîndu-se, concomitent, motorul auxiliar M_{b1}, cu care se acționează mai departe pînă la sfîrşitul cursei.

Nu este exclusă şi posibilitatea ca faza de încetinire să poată fi împlinită numai de către două motoare : motorul principal M_a şi apoi, după atingerea vitezei v_1, să se continue acționarea pînă la sfîrşitul cursei cu unul din motoarele auxiliare M_{b2} sau M_{b1}, cînd dimensionarea lor trebuie făcută conform.

În acest caz motoarele auxiliare trebuie să fie neapărat de curent continuu, iar pentru consumul de energie de la rețea, precum şi energia recuperată rămîn valabile relațiile (110), (111), (112), (113).

În cazul cînd numai motorul M_{b1} este de curent continuu, motoarele M_{b2} şi M_a fiind asincrone, acționarea va trebui să fie făcută cu cele trei motoare, atît la demaraj cît şi la încetinire.

În această ipoteză, potrivit diagramelor de funcționare din figura 11 şi notînd, pe lîngă notațiile anterioare :

$$P'=\frac{F_1 v_1}{102},\ \text{kW}\quad(114)$$

$$P_0'=\frac{F_6 v_1}{102},\ \text{kW}\quad(115)$$

revenind la notațiile precedente ale puterilor :

$$P_6'=\frac{F_6' v'}{102},\ \text{kW};$$

$$P_6''=\frac{F_6'' v'}{102},\ \text{kW},$$

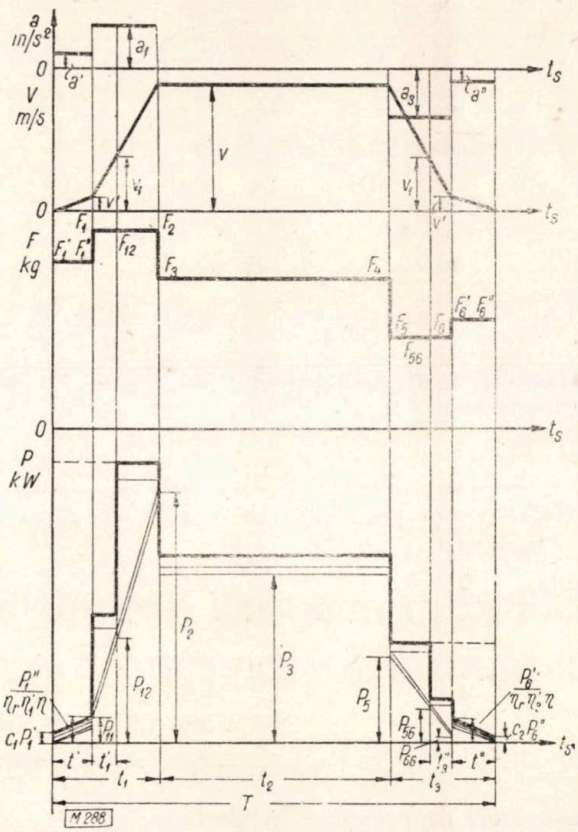


Fig. 11. Diagramele de funcționare şi consumul de energie de la rețea al instalației de extracție compensate acționate cu trei motoare, dintre care primul de curent continuu iar celelalte două asincrone.

şi admițînd aceleaşi valori pentru randamentele totale medii ale ambelor motoare asincrone consumul de energie de la rețea la fiecare cursă va fi :

$$E=\frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\frac{c_1 P_1'\eta_r+\frac{P_1''}{\eta_1'\eta}}{2}t'+\frac{P_{12}}{\eta_1}t_1'+\right.$$

$$+\frac{P_2}{\eta_1}(t_1-t'-t_1')+\frac{P_3}{\eta_2}t_2+\frac{P_5}{\eta_3}(t_3-t_3''-t'')+$$

$$\left.+\frac{P_{56}}{\eta_3}t_3''+\frac{\frac{P_6'}{\eta_3'\eta}+c_2P_6''\eta_r}{2}t''\right],\ \text{kWh/cursă,}\quad(116)$$

respectiv, pentru instalațiile necompensate :

$$E_n = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\frac{c_1 P_1' \eta_r + \frac{P_1''}{\eta_1' \eta}}{2} t' + \frac{P' + P_{12}}{2\eta_1} t_1' + \right.$$
$$+ \frac{P + P_2}{2\eta_1}(t_1 - t' - t_1') + \frac{P_3 + P_4}{2\eta_2} t_2 +$$
$$+ \frac{P_5 + P_0'}{2\eta_3}(t_3 - t_3'' - t'') + \frac{P_{56} + P_0'}{2\eta_3} t_3'' +$$
$$\left. + \frac{\frac{P_6'}{\eta_3' \eta} + c_2 P_6'' \eta_r}{2} t''\right], \text{ kWh/cursă.} \quad (117)$$

Energia ce se recuperează la fiecare cursă va fi :

$$E_r = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\left(\frac{P_2}{\eta_1} - \frac{c_1 P_1' \eta_r + \frac{P_1''}{\eta_1' \eta}}{2}\right) t' + \right.$$
$$+ \frac{P_2 - P_{12}}{\eta_1} t' + \frac{P_5 - P_{56}}{\eta_3} t_3'' +$$
$$\left. + \left(\frac{P_5}{\eta_3} - \frac{\frac{P_6'}{\eta_3' \eta} + c_2 P_6'' \eta_r}{2}\right) t''\right], \text{ kWh/cursă,} \quad (118)$$

respectiv, pentru instalațiile de extracție necompensate :

$$E_{rn} = \frac{1}{3\,600\ \eta_r}\left[\left(\frac{P_1}{\eta_1} - \frac{P_1''}{\eta_1' \eta} - \right.\right.$$
$$\left. - \frac{P_1'\left(c_1 \eta_r - \frac{1}{\eta_1' \eta}\right)}{2}\right) t' + \frac{P_1 - P'}{\eta_1} t_1' +$$
$$+ \frac{P_6 - P_0'}{\eta_3} t_3'' + \left(\frac{P_6}{\eta_3} - \frac{P_6'}{\eta_3' \eta} + \right.$$
$$\left. \left. + \frac{P_6''\left(\frac{1}{\eta_3' \eta} - c_2 \eta_r\right)}{2}\right) t''\right], \text{ kWh/cursă.} \quad (119)$$

În ceea ce privește modul de aranjare a motoarelor din schemele din figura 10, este de preferat schema A, care oferă aceeași rigiditate în acționare, deși are neajunsul că ocupă spațiu mai mult. Schema B oferă o mai mare compactitate, dar are neajunsul că provoacă clapotaj în dantura reductorului, la trecerea de la acționarea cu motorul auxiliar M_{b2} la acționarea cu motorul principal M_a, și invers.

Bibliografie

[1] Lobiov N. A. și alții. *Automatizarea instalației de extracție cu schipuri de la puțul nr. 11, „Lipkovskaia"* Ugoli, nr. 3, 1959, pag. 42.

CZ. 622.34.004.2

Studiul mișcării terenurilor acoperitoare sub influența exploatării subterane din bazinul Cîmpulung-Muscel (II)*)

Ing. LI IU HOAN și ing. KIM ZIN GHI

– R. P. D. Coreeană – (Absolvenți ai Institutului de Mine Petroșani) –

Măsurători de presiune în abataje

Metodele de exploatare aplicate astăzi în bazinul Cîmpulung-Muscel sînt aproape exclusiv cu stîlpi lungi pe direcție și cu împărțirea etajului în două subetaje. Exploatarea cîmpului se face în retragere. Metoda de exploatare și monografia de susținere pot fi urmărite pe figura 13.

În perioada în care au fost efectuate măsurătorile, schema de organizare a lucrării în abataje se prezenta astfel : începînd de la galeria de aeraj se ataca frontul pe o lungime de 16—18 m și se avansa 2 m. Pentru o avansare de 2 m se împușca de două ori. După curățarea frontului pe o lungime de 10—18 m se ataca o nouă porțiune de 16—18 m, ciclul operațiilor repetîndu-se pînă cînd se parcurgea întreaga lungime a frontului de 100 m. Astfel, după o avansare de 2 m, se trecea la mutarea benzii cu raclete și la operațiile de dirijare a presiunii rocilor. Operațiile de dirijare constau din mutarea și remontarea stivelor. Această schemă de organizare este proprie minei Berevoiești. La celelalte exploatări din bazin frontul este atacat fie pe un sfert, fie pe toată lungimea lui cu o fîșie de 1 m adîncime.

Măsurătorile de presiune au fost efectuate în abatajul frontal 0,5, din sectorul Berevoiești, deasupra căruia a fost amplasată stația de observație de la suprafață. Utilajele hidraulice folosite pentru măsurători au fost de construcție U.R.U.M.-Petroșani. Dozele au fost montate în trei linii perpendiculare față de linia frontului (paralel cu direcția avansării frontului), și anume : la 5—10 m de la galeria de cap, la 5—10 m de la galeria de bază și la 5—10 m de la

*) A se vedea „Revista Minelor" nr. 11/1961.

galeria intermediară înspre galeria de cap (fig. 13). Dozele au fost montate la cei doi stîlpi ai cadrului de susținere Culcușul fiind moale, pentru a evita pătrunderea dozelor în vatră și pentru a nu schimba modul de lucru al susținerii, dozele au fost așezate pe butuci de lemn rotund, cu lungimea de 40 cm și diametrul de 30—35 cm. Butucul a fost introdus într-o

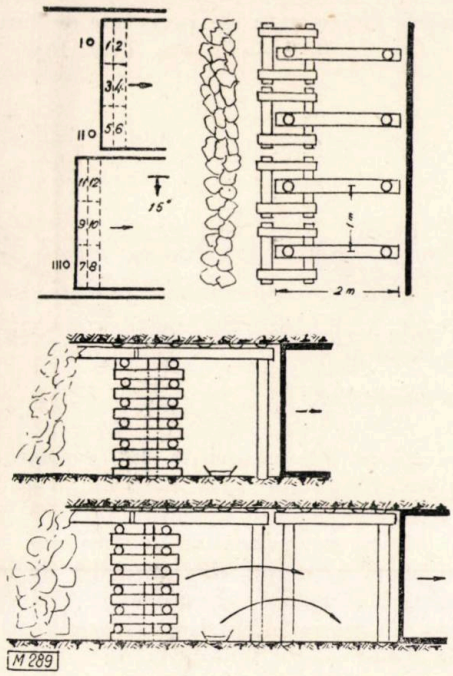


Fig. 13. Metoda de exploatare și monografia de armare.

pilugă de 15—20 cm adîncime, peste care s-a așezat doza. Modul de așezare a dozei este redat în figura 14.

Măsurătorile s-au efectuat în perioada 10 noiembrie — 11 decembrie 1959, în mod continuu, efectuînd citirile din două în două ore. Avansul frontului în decursul perioadei măsurătorilor a fost de 17 m. Procesul de abataj a decurs normal, fără accidente tehnice importante.

Curbele de presiune obținute la stîlpi au forme similare curbelor caracteristice materialelor elastoplastice. La început presiunea crește cu viteza de cca. 1 t/h, pînă la o sarcină de 14—16 t/h stîlp, după care apare presiunea de regim, care, cu creșteri relativ reduse, durează 20—25 ore. Prima perioadă ar corespunde deformărilor elastice ce apar în sistemul „rocă înconjurătoare — susținere". A doua perioadă ar corespunde domeniului deformărilor plastice mici ale sistemului „roca înconjurătoare — susținere", urmată de domeniul deformărilor la curgere — 20—25 ore. În acest domeniu presiunea nu crește; se produce exfolierea tavanului, pătrunderea stîlpului în vatră și strivirea grinzii. În fine, urmează o nouă perioadă, în care presiunea atinge valoarea maximă, după care scade.

Presiunea maximă obținută în perioada în care a fost efectuată măsurătoarea în abatajul frontal a fost de 33,5 t/m^2 (doza nr. *1* în poziția *II*). Densitatea de susținere era un stîlp pe metru pătrat. Presiunea medie obținută a fost 14—16 t/m^2, uneori ajungînd pînă la 24 t/m^2.

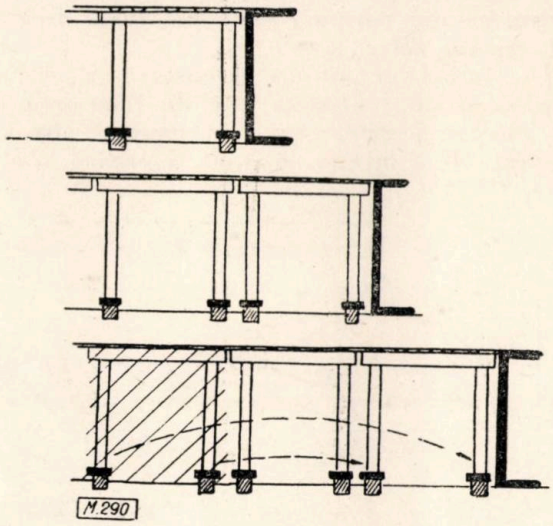


Fig. 14. Modul de așezare a dozei de măsurare.

Valorile redate pot fi urmărite în diagramele din figura 16.

Din analiza tuturor curbelor de presiune se observă că există o variație în intensitatea presiunilor de-a lungul liniei frontului; aceasta se poate observa din diagramele din figura 17.

În poziția I, presiunea maximă a fost 24 t/m^2, iar cea minimă a fost de 15 t/m^2. Variația presiunilor este accentuată, însă în limite nu prea mari. În poziția *II* s-a înregistrat cea mai accentuată presiune, obținîndu-se 33,5 t/m^2 maximum și 15 t/m^2 minimum, iar media pe cadru fiind de 15—24 t/m^2. Astfel, în jurul galeriilor intermediare de transport (mijlocul abatajului) apare

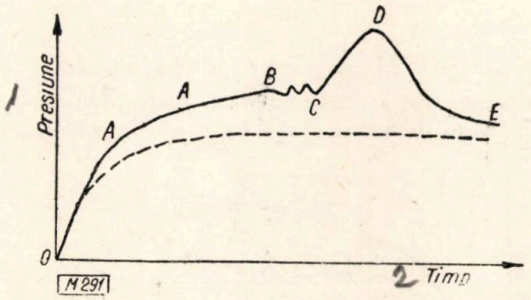


Fig. 15. Norma generală a curbei de presiune.

cea mai ridicată presiune. În poziția *III* s-au obținut variațiile cele mai reduse de presiune, devenind aproape uniforme în tot timpul măsurătorilor. Pe această linie s-a înregistrat presiunea maximă de 18,5 t/m^2, minimă de 14,5 t/m^2, iar media pe cadru — 15—14 t/m^2. Deci presiunea mare se manifestă la circa 10 m de galeria intermediară, de unde ea descrește spre galeria de bază și cap. Acest lucru credem că se datorește

galeriei intermediare, care slăbește echilibrul rocilor înconjurătoare, cît și metodei de abataj, operațiile de tăiere terminîndu-se la galeria intermediară din ambele abataje conjugate. Datoria zonelor exploatate din amontele galeriei de cap, presiunea din poziția *I* este mai mare decît cea din poziția *III*.

Din curbele de presiune se observă că presiunea variază și după distanța față de linia frontului. În general, presiunea crește pronunțat pînă la o distanță de 2 m față de front, ajungînd la o valoare maximă. După aceea, cu creșterea distanței față de front, se menține aproape constantă ; totuși sînt și cazuri cînd această creștere se menține pînă la o distanță de 4 m față de front. Viteza de variație a presiunii este mare pînă la aproximativ 2 m de front, după care scade uneori pînă la valoarea zero. Variația presiunii în funcție de timp și distanța față de front se poate urmări pe figura 18, unde prin linia discontinuă se prezintă variația generală, mai frecventă, iar prin linia continuă cazurile cînd presiunea crește pînă la o distanță de 4 m.

Din analiza tuturor curbelor de presiune înregistrate s-a constatat că presiunea maximă se află la o distanță de 2—4 m de front. Prin urmare, presiunea maximă este preluată de către cadrele de susținere din culoarul al doilea din abataj, fapt ce se poate observa din diagramele presiunilor înregistrate de perechile de doze *1—2*, *3—4*, *5—6*, *7—8*, *11—12* etc. (fig. 16).

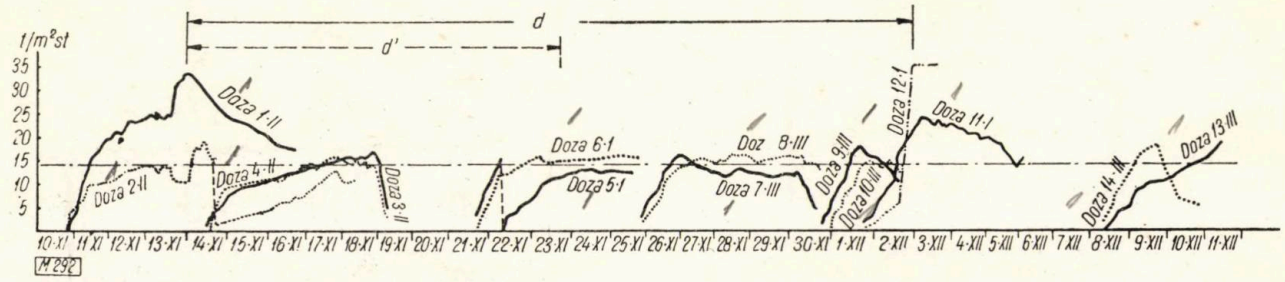


Fig. 16. Diagrama de variație a presiunilor.

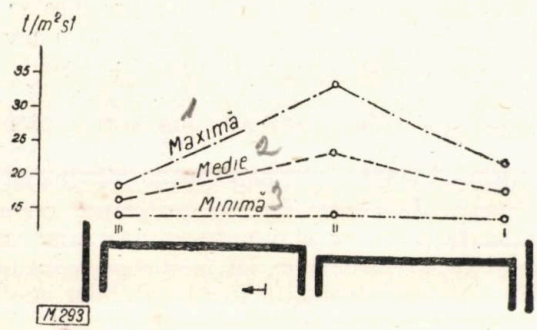


Fig. 17. Diagrama de variație a presiunii de-a lungul frontului.

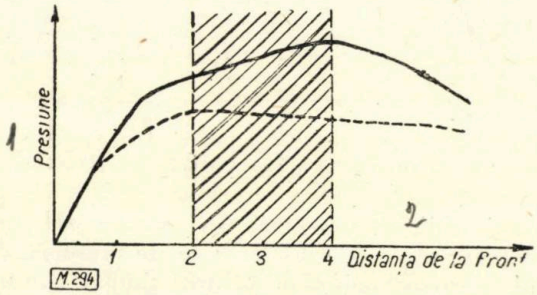


Fig. 18. Variația presiunii în funcție de timp și distanța față de front.

În decursul măsurătorilor de presiune s-a observat că variația generală în timp și spațiu prezintă salturi în anumite intervale de timp, în funcție de viteza de avansare a frontului. Aceste variații arată existența declanșărilor de presiune în abatajele frontale. Fenomenul este în concordanță cu teoria blocurilor și teoria grinzii în consolă. După aceste teorii, la un pas de o avansare oarecare se produce ruperea acoperișului. Pasul de rupere depinde de viteza de înaintare, proprietatea mecanică a rocilor înconjurătoare, de susținerea și dirijarea presiunii în abataj și altele (fig. 19).

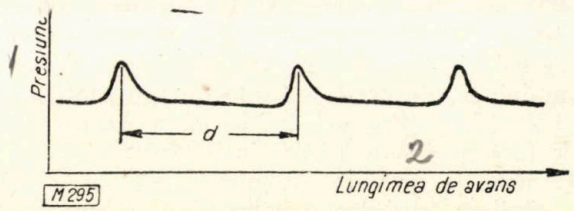


Fig. 19. Variația vîrfurilor de presiune.

În măsurătorile noastre, pasul de rupere a acoperișului se poate urmări în figura 19. În toată perioada măsurătorilor, timp de 32 de zile, s-au înregistrat presiuni mari în pozițiile *I* și *II*, la un avans al frontului de 12—14 m. Exact în mijlocul acestui interval, după 6—7 m de înaintare, s-au mai înregistrat presiuni mari la poziția *II* (doza *5* și *6*). Această valoare este însă probabilă. Vîrful de presiune nu are valoare certă, întrucît doza *5* a fost scoasă din funcțiune.

Valorile presiunilor mari sînt cu 10—20 t/m² mai mari decît presiunile normale de regim, care sînt cuprinse între 14 și 16 t/m². Din diagrame se observă că curbele cu presiuni ridi-

cate ajung la o valoare de 20 t/m² în decurs de o zi, după montarea dozelor, iar zona presiunilor mari se menține 2—4 zile cu oarecare creștere și descreștere de presiune, urmînd să scadă presiunea la valoarea normală de regim. Pentru a se determina precis pasul de surpare ar fi necesar să se execute măsurători de presiune în timp mai îndelungat, în aceleași abataje frontale obținînd mai multe cicluri de presiuni mari. Totuși, practica a arătat clar că acest interval este de 12—14 m (sau 6—7 m). Această problemă poate fi clarificată prin alte observații practice. Primul pas de surpare a abatajului 0,5 a fost determinat la 12 m, prin măsurători de convergență din abataj cît și prin măsurătorile de la suprafață.

Cea mai mare viteză de creștere a presiunilor este în decursul primelor 6—8 ore de la montarea dozelor, adică în momentul efectuării operației de depilare a cărbunelui și ridicării cadrelor de susținere din abataj. În această perioadă creșterea presiunii apare în mod continuu cu o valoare ce variază între 0,5 și 3 t/m² și h. Această perioadă corespunde cu domeniul curbei de presiune în care sistemul „rocă înconjurătoare — susținere" nu a suferit încă deformări importante (8—12 t/m²). În tabela 12 sînt redate valorile vitezelor maxime obținute la diferite curbe în timp de 8 ore, cît și pe unitatea de timp, în ore.

Tabela 12

Numărul dozei	*1*	*2*	*3*	*4*	*5*	*6*	*9*	*14*
Viteza de presiune maximă în 8 ore, t/m². 8 h	8	6,7	9,5	6	7	6	10,5	7
Viteza de presiune maximă pe o oră, t/m². h	2	2,7	3	2	1,1	1	2	1,5

Dintre operațiile din abataj, împușcarea și depilarea cărbunelui au cea mai mare influență asupra variației vitezei de presiune, care poate ajunge pînă la 3 t/m²h, în cazul cînd operația de împușcare se efectuează în apropierea dozei (la o distanță mai mare au influență foarte redusă). După operația de împușcare, în apropierea dozei presiunea crește cu o viteză oarecare cel puțin 10 ore. Montarea și demontarea stivelor nu au influență importantă asupra creșterii presiunii. Fenomenele de variații alternative ale presiunii într-un timp scurt apar în special la presiuni mari, cînd presiunea asupra armăturilor crește brusc și continuu (exemplu la împușcare). Atunci se strică echilibrul sistemului „roca înconjurătoare — susținerea" și se produc deformări puternice. Acest fenomen apare pînă cînd se ajunge din nou la un echilibru (fig. 16, doza nr. *1*). În zilele cînd nu se lucrează, presiunile înregistrate cresc sau scad cu o viteză foarte mică și uniformă. Cînd distanța de la doză pînă la front crește peste 4 m, presiunea începe să scadă. În cazul cînd curba a atins presiuni mari, viteza de scădere a presiunii este mai mare pînă la atingerea presiunii normale de regim, în jurul a 14—16 t/m², după care viteza de scădere devine foarte mică. În cazul cînd curba de presiune este normală, fără vîrfuri pronunțate, variația scăderii este foarte mică, sau scăderea se menține aproape constantă, pînă la demontare. În general, stîlpii de susținere de la cadru cu doi stîlpi nu au solicitări egale. Sînt cazuri cînd diferențele de presiune pe cei doi stîlpi ajung și la 15 tone; diferențele frecvente sînt de 3—4 t.

Greutatea mare în operația de susținere și dirijare în abataj constă în faptul că în abatajele frontale, din cauza jocului de presiune, se produc linii de ruptură în acoperiș, care distrug armăturile cînd s-au produs fisuri în fața frontului. La diagrama presiunilor apar puncte de intersecție a curbelor la cele două doze montate sub același cadru de susținere (fig. 20) Acest fenomen se explică în felul următor:

Cazul *1*: mezdoza *1* (numerele impare reprezintă mezdozele montate la stîlpul din partea

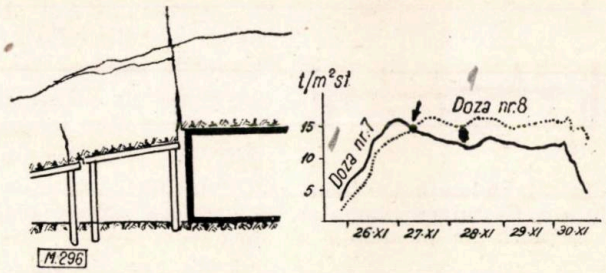


Fig. 20. Formarea crăpăturilor în tavan.

zonei exploatate, iar numerele pare reprezintă mezdozele montate la stîlpul din partea frontului) are presiunea mai mare ca mezdoza nr. *2*, ceea ce înseamnă că presiunile se manifestă analog metodei de dirijare, prin lăsare lină, și trebuie să fie solicitat mai mult stîlpul din spate.

Cazul *2*: mezdoza *13* are o presiune mai mică decît mezdoza *14*, ceea ce înseamnă că frontul este deja intrat în presiune.

Cazul *3*: mezdozele *7* și *8* au înregistrat la început o presiune aproape egală, presiunea pe doza *7* fiind ceva mai mare. După un timp, cele două valori încep să se apropie și ajung la aceeași valoare. În acest timp s-a observat producerea crăpăturii, iar presiunea pe doza nr. 7 a scăzut față de doza nr. *8*. Valorile egale corespund unei scurte perioade de balans. Mai departe, presiunea se transpune pe linia frontului. Această problemă depinde de mutarea la timp a stivelor, dirijarea la timp a acoperișului, de pasul de prăbușire, de elasticitatea stivelor, de armăturile de susținere și de șocurile puternice ce se produc prin împușcarea găurilor prin care se distruge echilibrul acoperișului slab (fig. 28).

Măsurători de convergență în abataj

Paralel cu măsurătorile de presiune din abataj s-a urmărit și convergența tavanului și a culcușului care a fost corelată și cu măsurătorile instrumentale de la suprafață. Măsurătorile au fost efectuate cu ajutorul unui fir cu plumb și cu placa fixată pe culcuș, făcînd citirile din opt în opt ore, iar punctele de observație au fost amplasate în șase poziții: cîte trei poziții conjugate la fiecare abataj (prima la 5 m de galeria de cap, a doua la mijlocul abatajului, a treia la 5 m de galeria intermediară), respectînd această schemă pentru ambele abataje. Schema montajului firului cu placă se poate urmări pe figura 21.

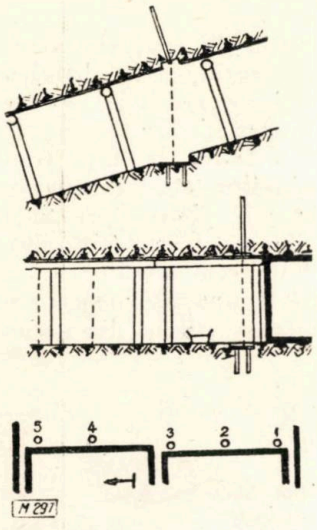


Fig. 21. Schema de montare a firului cu plumb și a plăcii de pendulare.

Curbele de convergență obținute în cele două mișcări, coborîrea tavanului și umflarea culcușului, au o formă de trepte cu căderi mai lungi.

Variațiile în alura curbei depind de operațiile din abataj. Căderile mari se înregistrează în urma operațiilor de împușcare. În proiecție orizontală mișcarea punctelor din tavan este orientată către galeria de cap și frontul de lucru. Direcția deplasării în proiecție orizontală poate fi încadrată în cadranul *I* (fig. 22) sub un unghi de 40—60° față de direcția de avansare a frontului (fig. 22).

La un singur punct s-a găsit o mișcare îndreptată către galeria de bază (cadranul *IV*). Viteza de convergență după verticală variază în medie între 95 și 120 mm pe zi, cu minime de 65 mm pe zi și maxime de 170 mm pe zi (fig. 23).

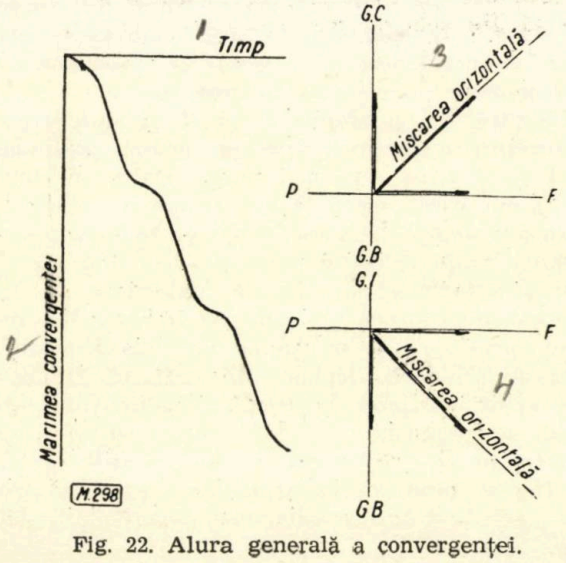


Fig. 22. Alura generală a convergenței.

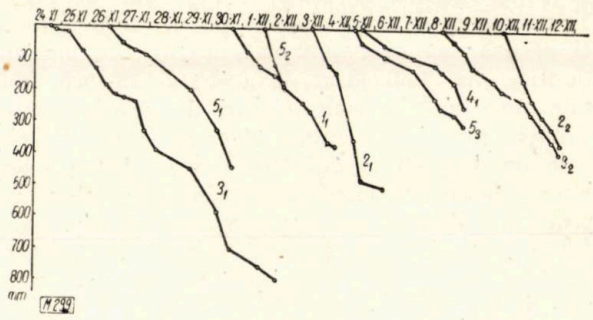


Fig. 23. Diagrama convergenței pe verticală.

Viteza de mișcare în planul orizontal este cuprinsă între 11 și 60 mm pe zi. (fig. 24).

Viteza de coborîre orară maximă a fost de 17,5 mm, iar cea minimă de 0,25 mm, media variind între 5 și 10 mm (fig. 23).

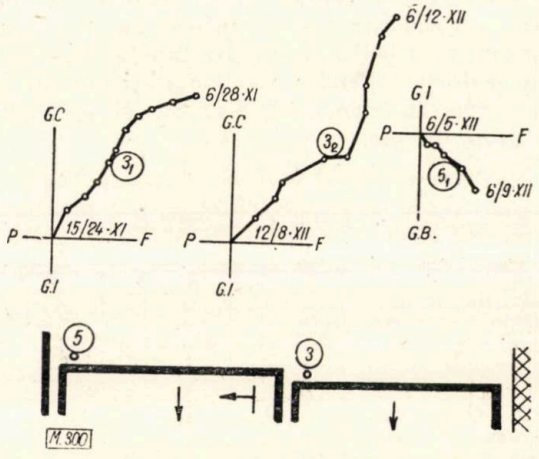


Fig. 24. Diagrama variației mișcării în proiecția orizontală.

Variația vitezei de convergență depinde foarte mult de operațiile din abataj. Astfel, influența cea mai mare o are operația de depilare a cărbunelui prin împușcare, care distruge echilibrul stratelor de roci din acoperiș (în special împușcarea fără făgaș) și culcușul intră în acțiunea de umflare mai accentuat prin creșterea dezvelirii abatajului. De aceea, după cum se poate urmări pe diagramele din figura 23, treptele cu pante mari reprezintă creșterea vitezei de convergență după împușcare. Această creștere de viteză se continuă cîteva schimburi de lucru sau chiar și două zile. În acest domeniu al curbei se obțin toate vitezele mari, care variază între 7 și 17,5 mm/h și în medie 10 mm/h. După această creștere de convergență viteza de închidere descrește și variază între 0,25 și 2 mm/h, în medie 1 mm/h. Această perioadă durează pînă la începerea tăierii unei fîșii în abataj. Diagrama

se repetă cu aceleași variații, descriind o curbă în formă de trepte. Celelalte operații din abataj nu au o influență importantă în variația vitezei de convergență, însăși mutarea stivelor avînd o influență foarte redusă.

Viteza de convergență variază și în lungul frontului. Din diagrama de convergență (fig. 23) se constată că viteza de închidere din poziția 5 și 4 este mică față de celelalte poziții de observare. Astfel, viteza medie de convergență din poziția *4* și *5* este 2,6—4,6 mm/h, iar după poziția *1*, *2* și *3* este 4—10 mm/h, ceea ce înseamnă că viteza de convergență din abatajul conjugat inferior este mai mică decît în abatajul conjugat superior.

După cum se poate observa din curba de convergență (fig. 23), viteza de închidere are valoarea cea mai ridicată la o distanță de 2—4 m de front, adică după o înaintare de 2 m a abatajului. Din curba de convergență *3*, care a fost întocmită timp de 9 zile (durata pentru exploatare a trei fîșii), se poate observa variația vitezelor de convergență în fiecare fîșie de avans a frontului. Astfel am obținut 5,5 mm/h la fîșia *1*, 10 mm/h la fîșia *2* și 8 mm/h la fîșia *3*. Acest lucru dovedește că există o proporționalitate între mărimea presiunii și mărimea convergenței, avînd viteza maximă la o distanță de 2—4 mm de front (fig. 2).

Convergența obținută în funcție de avansul frontului variază de la 200 la 500 mm după o avansare a fîșiei cu 2 m. Valoarea ridicată a convergenței se datorește vitezei de avansare reduse a frontului, elasticității materialului de susținere etc. Din aceste cauze se produc rupturile în fața frontului (fig. 28). Pe diagrama 3_1 (fig. 25) s-a obținut o convergență de 700 mm după un avans al frontului de 4 m și după ce s-a scos fîșia a treia (6 m avans) convergența a atins 800 mm; pe diagrama 2_1 convergența a atins 500 mm, după un avans al frontului de 2 m.

Convergența mai mare a abatajului conjugat superior față de cel inferior poate fi explicată prin corelarea măsurătorilor de la suprafață. Astfel, măsurătorile de nivelment efectuate pe data de 21 decembrie 1959 au arătat că borna nr. *100* are o tasare absolută de 1876 mm, de unde tasarea se micșorează înspre punctele *G* și *H*. Deci și la suprafață a avut loc o tasare mai mare la abatajul superior decît la cel inferior (fig. 2 și tabela 3). Acest lucru poate fi explicat și prin faptul că abatajul inferior este înconjurat de zona intactă, pe cînd abatajul superior este înconjurat de zona exploatată. Observațiile arată că există o proporționalitate între distribuirea mărimii presiunii, a convergenței și a tasării de-a lungul liniei frontului. Tasarea terenului variază între 1500 și 1876 mm în zona bornelor nr. *98*—nr. *107* și a fost obținută după 40 de zile de la trecerea frontului de abataj în dreptul liniei bornelor *G*—*H*. Acest lucru dovedește că valoarea umflării vetrei este foarte mică (10—15% din grosimea stratului) și că la dirijarea acoperișului rocile din coperiș se prăbușesc pe o grosime foarte mică (1—3 m), iar restul pachetelor de roci din acoperiș se tasează lin. Acest lucru se poate vedea și din influența pînzelor acvifere din acoperiș asupra abatajului.

După cum se observă din diagramele din figura 24, variația vitezei mișcării orizontale maxime și minime obținute este de 3,4 pînă la 0,27 mm/h. În apropierea galeriei de bază a fost obținută o viteză mică, deoarece porțiunea respectivă este înconjurată de o zonă intactă. Astfel se explică și sensul mișcării punctelor respective (fig. 25). În această zonă (poziția 5) viteza de deplasare este în medie de 0,3—0,5 mm/h; s-au înregistrat viteze medii de 1,3—2 mm/h. Variația vitezei de mișcare este mică și sensul mișcării în general nu se schimbă.

După cum se vede în diagrama din figura 24, poziția 3, în decurs de patru zile a fost descrisă traiectoria de 167 mm, cu o viteză și sens relativ constante.

După cum s-a arătat mai sus, punctele din tavan în proiecția orizontală s-au deplasat fie către galeria de cap și front, fie către galeria de bază și front. Acest lucru se poate explica în felul următor (fig. 25):

Convergența se datorește, pe de o parte, scufundării tavanului, iar pe de altă parte umflării culcușului. Ele vor fi analizate separat. Astfel, punctul 3_1 din diagrama redată în figura 25

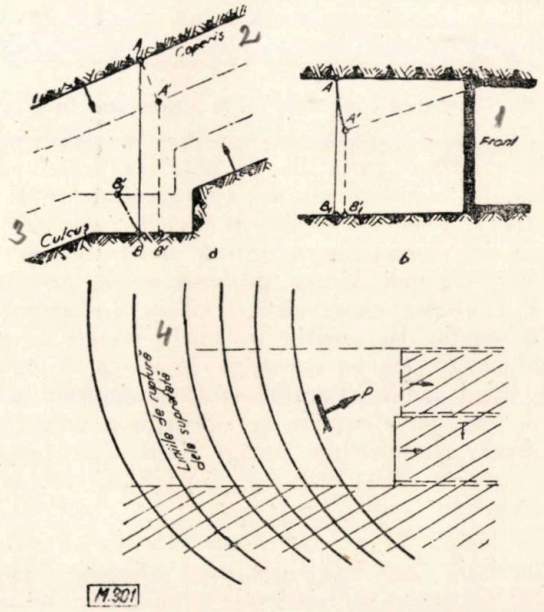


Fig. 25. Aspectul general al convergenței în abataj.

după *A*—*A'* s-a deplasat 800 mm, proiecția lui fiind *B*—*B'* în proiecția orizontală calculată devenind 100 mm, îndreptată înspre galeria de cap. În realitate însă, el a descris numai 75 mm. În același timp, proiecția punctului este îndreptată și către front, după B_1—B_1'. Prin umflarea vetrei, un punct fix de pe culcuș va descrie o tra-

iectorie îndreptată către galeria de bază și front. Astfel, din compunerea vectorilor de sensuri contrare va rezulta o deplasare orizontală îndreptată către galeria de cap și front. În poziția 5, unde tavanul este încastrat din două părți la 90°, va rezulta o componentă orizontală îndreptată către front și galeria de bază. De altfel, analizînd curbele de tasare uniformă de la suprafață și corelînd cu mișcările de convergență din subteran, se observă că punctele sînt împinse către galeria de cap și către front. Direcția mișcărilor și a liniilor de ruptură de la suprafață este înfățișată în figura 25. Între convergență și creșterea presiunii în abataj se pot observa paralelisme (fig. 26).

În general, variațiile de presiune și de convergență sînt proporționale, în special în prima

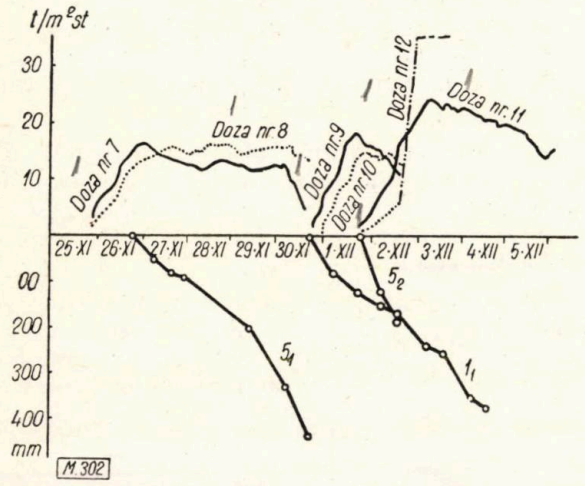


Fig. 26. Diagrama convergenței și a presiunii în abataj.

perioadă. Cînd variațiile de presiune devin mici, viteza de închidere rămîne aproape constantă. În poziția *1*, unei viteze de creștere a presiunii cu 1 t/h i-a corespuns o viteză de închidere de 15 mm/h; unei viteze de creștere a presiunii cu 2,2 t/h i-a corespuns o viteză de închidere de 8 mm/h. În poziția 5, unei creșteri a presiunii cu 1,9 t/h i-a corespuns o viteză de închidere de 4 mm/h. Paralelismul se observă și în perioadele de efectuare a operațiilor principale în abataj. Împușcarea atrage după sine variații mai mari în creșterea atît a presiunii cît și a convergenței.

Din figura 27 se mai poate observa că există o corelație între intensitatea variației componentei verticale și orizontale a mișcării de convergență în timp.

Urmărind distanța la care se face închiderea frontului în spațiul exploatat, atît din observație directă, cît și din deducții matematice pe baza convergențelor măsurate, se ajunge la 12—14 m. Pentru o viteză de convergență cuprinsă între 3 și 7 mm/h corespunde o distanță de închidere cuprinsă între 9,2 și 21 m; pentru viteza de convergență medie de 4,8 mm/h corespund 13,4 m. Avînd aceste date se pot determina curbura convergenței și centrul de curbură. În cazul studiilor efectuate, pentru distanța de

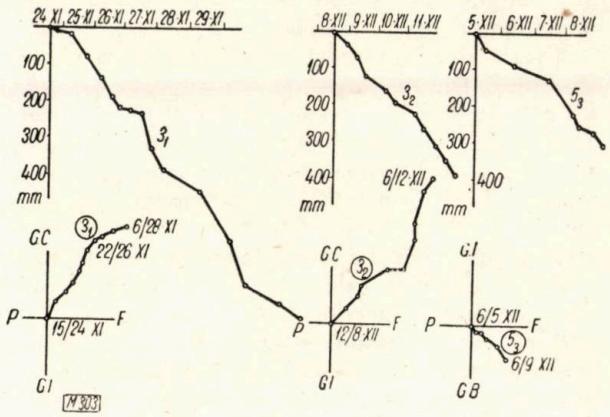


Fig. 27. Diagrama variației componentei verticale și orizontale a convergenței.

închidere de 12—14 m corespunde la suprafață o distanță între crăpături de 20—25 m, pentru care corespunde unghiul de la centrul curburii *0*.

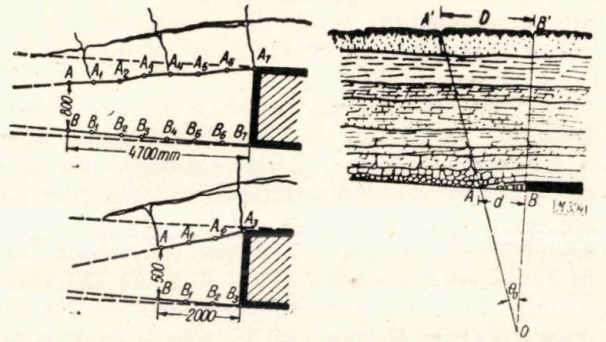


Fig. 28.

Concluzii și propuneri

Unghiurile convenționale de scufundare pentru bazinul carbonifer Cîmpulung-Muscel — în funcție de gradul de protecție a construcțiilor după normele din U.R.S.S. — sînt cuprinse între valorile: $\beta c = 63°—81°$; $\gamma c = 68°—82°$; $\delta c = 67°—80°$, redate în tabela 8. Comparînd valorile unghiurilor determinate cu cele folosite la minele din acest bazin — care s-a luat arbitrar 68° — se ajunge la concluzia că toți pilierii existenți trebuie recalculați. În calcule vor trebui folosite valorile determinate. Astfel, din recalcularea pilierului rîului Burghea se pot obține încă circa 100 000 t rezerve exploatabile. La pilierul puțului nu a fost inclusă și casa mașinii de extracție, deci vor trebui recalculați și pilierii puțurilor.

Din măsurătorile topografice executate în perioada iulie-decembrie 1959, în bazinul carbonifer Cîmpulung-Muscel, reies următoarele:

— din diagrama de scufundare a reperelor se observă că perioada activă de scufundare variază între 3 și 4 luni ;

— din diagrama vitezei de tasare a reperelor se observă că viteza maximă de tasare poate să fie mai mare decît cea obținută din măsurători — care este de 25,1 mm/zi — atingînd chiar peste 100 mm/zi ;

— din curbele principale se observă că valorile obținute prin măsurători sînt mai mari decît cele teoretice. În special pentru valoarea curburii am determinat din măsurători +65,0 mm/m — valoare mult mai mare decît cea de 3,1 mm/m calculată după formula lui P. F. Gertner. După formula lui Antoni Salustowicz s-a obținut o valoare ceva mai mare, de 26 mm/m ;

— din valoarea maximă a tasării se observă că coeficientul de afînare remanent al rocilor acoperitoare este foarte mic, ținînd seamă de valoarea tasării de peste 85% din grosimea stratului exploatat.

Din calculele teoretice se observă că coeficientul n este mai mare decît 1. Deci, zona de scufundare trebuie să fie egalizată și uniformă. Așa cum se observă din curbele caracteristice, există tendința de formare a acestei zone între reperele 100—104.

Existența zonelor cu scufundare egalizată este foarte importantă pentru protejarea construcțiilor de la suprafață.

Deformațiile cu valori mari se datoresc probabil vitezelor de avansare foarte reduse ale abatajului. De altfel, se știe că, cu cît viteza de înaintare a abatajului este mai mare, cu atît deformațiile de la suprafață sînt mai reduse, deci mai puțin dăunătoare construcțiilor de la suprafață.

Datele obținute arată că s-ar putea pune problema exploatării sub construcții, folosind diferite metode de exploatare, cum ar fi : metoda de exploatare armonică, metoda de exploatare spirală etc.

Coeficientul de tasare foarte mare — de peste 85% din grosimea stratului exploatat — indică că coeficientul de afînare a rocii acoperitoare este foarte mic. Cu toate acestea, apele din formațiunile acvifere din acoperișul stratului, aflate la o distanță relativ mică (18—25 m), nu s-au infiltrat în spațiile de lucru. Cu o metodă de exploatare corespunzătoare s-ar putea pune problema exploatării stratului din pilierul rîului. Această problemă merită în viitor toată atenția.

În subteran, presiunea de regim determinată pe unitatea de suprafață este cuprinsă în medie între 14 și 16 t ; uneori atinge însă și valoarea de 24 t.

Presiunea maximă a fost 33,5 t/m^2. În lungul frontului, presiunea maximă a fost obținută în zona galeriei intermediare, descrescînd spre galeriile de cap și bază.

În funcție de deschiderea spațiului de lucru, presiunea maximă apare la o distanță de 2—4 m față de front. Prin urmare, cadrele din culoarul al doilea au solicitarea maximă.

Periodic, apar presiuni ridicate după înaintarea cu 12—14 m a frontului, ceea ce arată existența unor surpări secundare. Acest lucru se observă și din periodicitatea crăpăturilor la suprafață și din convergența tavanului și vetrei.

Viteza de creștere a presiunii, în funcție de operațiile din abataj, este maximă după împușcarea frontului. Aceste creșteri ale presiunii sînt cuprinse între 0,5 și 3 t/m^2.h. Celelalte operații au influențe reduse.

Cînd presiunea se transpune pe linia frontului, tavanul crapă. În asemenea cazuri, stîlpii de la un cadru, care au fost solicitați diferit, au în momentul apariției crăpăturii aceeași intensitate de solicitare. Crăpătura în tavan se produce datorită efectului împușcării fără făgaș, neuniformității susținerii, vitezei de înaintare reduse, elasticității ridicate a stivelor și altele.

Viteza de convergență variază între 95 și 120 mm/zi, iar maximele și minimele variază între 65 și 170 mm/zi. Viteza de convergență nu este uniformă, după o viteză maximă urmînd un echilibru de durată relativ scurtă. Vitezele maxime apar după împușcare cu vîrfuri de 17,5 mm/h ; valorile medii sînt de 10 mm/h. După aceste operații, viteza de convergență scade în medie la 1 mm/h. Viteza de convergență maximă apare în jurul galeriei intermediare în abatajul conjugat superior. Variația vitezei de închidere în funcție de distanța de la linia frontului este maximă la 2—4 m de front. Convergența după o fîșie de 2 m atinge 200—500 mm.

Componenta orizontală a deplasării unui punct fix din tavan variază între 1,3 și 2 mm/h la abatajul superior și între 0,3 și 0,5 mm/h la galeria de bază, avînd sensul mișcării îndreptat către front și galeria de cap. Prin aceasta este recomandată așezarea deviată a stîlpilor de susținere din abataj față de normală cu 10—15 cm, în sensul contrar mișcării acoperișului.

Sensul mișcării punctelor fixe din tavan poate fi urmărit și în măsurătorile topografice de la suprafață.

Din măsurătorile de scufundare efectuate asupra terenului rezultă o tasare de 85% din grosimea stratului, ceea ce dovedește că acoperișul se prăbușește pe o grosime foarte mică, — circa 1—3 m — iar restul de pachete se lasă lin. Aceasta explică de ce nu se infiltrează apele din pînzele acvifere aflate la circa 18—25 m în acoperișul stratului. Viteza de avansare foarte redusă a frontului (16—18 m/lună) cu un caracter pulsator (durata ciclului este de 8—10 schimburi pentru o fîșie de 2 m) dă posibilitatea scufundării pronunțate a tavanului, distrugerii puternice în abataj (distrugîndu-se echilibrul rocilor), dezvoltării presiunilor ridicate și producerii crăpăturilor din tavan. La apariția crăpăturilor contribuie și modul de lucru neuniform al susținerii ; stîlpii din abataj lucrează rigid, iar stivele de brad foarte elastic. Aceste

neuniformități duc la solicitarea tavanului, la forfecări.

Operațiile de împușcare ce se execută fără făgaș deranjează stabilitatea acoperișului, ceea ce duce la o creștere accentuată a presiunii. Pentru îmbunătățirea operației de dirijare este foarte importantă mărirea vitezei de avansare a frontului și introducerea tăierii mecanizate. Dacă tăierea se face prin împușcare, frontul trebuie havat. Dacă se lucrează prin prăbușire totală trebuie mărită rigiditatea stivelor, folosindu-se stive din lemn ecarisat de esență tare. În rocile moi crăpăturile sînt dese, deci este recomandabil să se folosească un pas de prăbușire cît mai mic. Cunoscînd pasul surpărilor secundare de 12—14 m, este important ca susținerea abatajelor să fie întărită, evitîndu-se astfel eventualele surpări din abataj. Deschiderea maximă a abatajului trebuie să fie sub 4 m, pentru a se evita vîrfurile de presiune.

Formarea și răspîndirea zăcămintelor sedimentare de fier, cu privire specială asupra zăcămintelor din R. P. R.

Gh. MARTINIUC

Comitetul Geologic

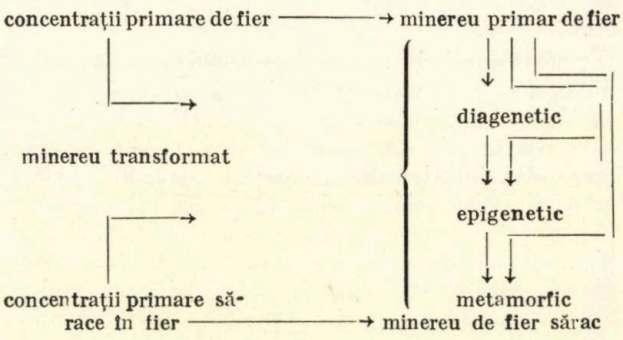
Industria siderurgică din țara noastră, în anii puterii populare a ajuns la un nivel de dezvoltare necunoscut în trecut. Asupra posibilităților de sporire a producției siderurgice pentru satisfacerea nevoilor în continuă creștere de fontă, oțel, laminate, țevi etc., în raportul prezentat de tov. Gh. Gheorghiu-Dej la Congresul al III-lea al P.M.R., se arată : „Producția de fontă urmează să crească în anul 1965 la cca. 2 mil t ; cea de oțel la 3,3 mil t ; a laminatelor la peste 2 mil t, producția de țevi la peste 500 mii t. Se vor face eforturi deosebite pentru creșterea bazei proprii de materii prime ; extracția minereurilor de fier va ajunge la cca. 4 mil tone, vor fi construite noi mine și cariere cu o capacitate de producție anuală de 1,4 milioane tone minereuri, instalații de preparare și de concentrare a minereurilor de diferite tipuri". Îndeplinirea acestor grandioase sarcini se va putea face prin descoperirea și valorificarea de noi acumulări de fier, atît în formațiunile metamorfice cît și în cele sedimentare.

Din acest motiv, apreciem că cunoașterea principalelor legi de formare și repartiție a zăcămintelor de fier în complexul rocilor sedimentare este de un real folos în orientarea lucrărilor de prospectare și explorare. Examinarea legilor de acumulare și redistribuire a fierului în sedimente trebuie făcută în baza cunoașterii legilor generale de dezvoltare a sedimentației. În egală măsură trebuie să se țină cont de proprietățile fierului ca element chimic, de capacitatea sa de schimbare a valenței potrivit cu variația regimului de oxigen, precum și de posibilitățile sale de a migra ca bicarbonat sau ca suspensie. De asemenea trebuie luat în considerație clark-ul fierului (răspîndirea în scoarța pămîntului) și condițiile de mediu (climatice, biotice etc.), care joacă un rol de seamă în migrarea și precipitarea fierului.

Totalitatea factorilor enumerați determină acumularea fierului în sedimente și redistribuirea sa în perioada trecerii sedimentului în rocă.

După modul de formare, minereurile de fier aparțin la două grupe mari : minereuri sedimentare primare și minereuri sedimentare transformate. Minereurile din a doua grupă se împart la rîndul lor, conform etapelor în care s-au format, în 3 părți : minereuri transformate diagenetic, minereuri transformate epigenetic și minereuri transformate în cursul metamorfismului.

Clasificarea propusă se poate reprezenta grafic astfel :



Această schemă indică căile diferite pe care le urmează fierul după depunerea în sediment, căi care conduc la formarea zăcămintelor primare, bogate sau sărace, precum și schimbările suferite de acestea, în principalele etape de transformare secundară. Se poate vedea în același timp că zăcămintele sedimentare primare constituie tipul inițial de concentrare a fierului, ce se nasc prin îmbogățirea în fier, chiar în cursul procesului de sedimentare.

Importanţa economică a zăcămintelor sedimentare primare este determinată de volumul mare de rezerve şi de conţinutul ridicat în fier. Corpurile de minereu au forma de strate sau lentilă, ce pot fi urmărite pe suprafeţe de zeci şi sute de km^2. Extinderea lor este întreruptă de schimbarea bruscă a compoziţiei chimice şi faciale a rocilor înconjurătoare, de eroziunea intensă produsă de agenţii externi, precum şi de marile deranjamente tectonice. Conţinutul în fier este, de regulă, uniform răspîndit în strat.

Fierul care se acumulează în sedimente, ducînd la formarea zăcămintelor, provine din alterarea superficială a rocilor de pe continent, din soluţiile hidrotermale legate de erupţiile vulcanice şi din descompunerea substanţelor organice.

Din studiile efectuate asupra diferitelor acumulări, s-a constatat că cea mai mare parte din fierul care ia parte la formarea zăcămintelor provine din alterarea rocilor de la suprafaţa scoarţei pămîntului, în condiţii morfologice şi climatice diferite. Alteraţia chimică cea mai intensă a rocilor are loc în regiunile cu un relief puţin diferenţiat, unde vegetaţia se dezvoltă din abundenţă datorită unui climat cald şi umed. În condiţiile unui relief mai diferenţiat şi ale unui climat arid, predomină procesele de alterare fizică, de dezagregare mecanică a rocilor. Alterarea chimică are loc atît în mediul acid cît şi în cel bazic. Bioxidul de carbon din aer şi cel rezultat din oxidarea substanţelor organice, dizolvat de apele de circulaţie, ca şi acizii organici şi minerali dintr-un mediu umed, determină gradul de aciditate al apelor. Umiditatea favorizează levigarea elementelor care migrează în mediul acid sau neutru, împreună cu materia organică, la un potenţial de oxidare slab.

Cînd rocile conţin sulfuri în procent mai mare, fenomenul de levigare se produce în egală măsură în mediul cald şi umed, cît şi în condiţiile unui climat cald şi arid, astfel că alterarea piritei grăbeşte alteraţia rocilor prin formarea acidului sulfuric, determinînd mobilitatea elementelor mult mai stabile din constituţia silicaţilor.

Procesul rapid de alterare a sulfurilor în condiţiile unui mediu umed are drept rezultat levigarea fierului şi aluminiului.

În mediul mai arid, oxidarea sulfurilor poate duce la alterarea sulfaţilor de fier uşor solubili şi a aluminiului. În afară de cantitatea de fier care provine din alterarea superficială a rocilor, de o mare importanţă este şi cel provenit pe seama circulaţiei soluţiilor hidrotermale care ajung la suprafaţa scoarţei şi de aici în bazinele de sedimentare.

Precipitarea fierului are loc în apropierea ţărmului bazinelor marine (în lagune şi golfuri), în locurile de amestec al apelor marine cu cele de pe continent şi ale intensei dezvoltări a substanţei organice şi a vieţuitoarelor.

Acest proces este favorizat totodată de hidroliza bazelor slabe, de fenomenul de oxido-reducere, de variaţia bioxidului de carbon din apă, precum şi de trecerea compuşilor de la forma solubilă de bicarbonaţi la forma puţin solubilă de carbonaţi. În sfîrşit, precipitarea poate avea loc şi în cazul saturării soluţiei în fier, formîndu-se diferite tipuri de minerale, în funcţie de variaţia *p*H-ului şi *r*H-ului.

Un însemnat rol în sedimentarea fierului îl au organismele, care prin funcţiunile lor vitale ajută depunerea elementelor chimice. Pe fundul bazinelor, în mîl, sub influenţa bacteriilor anaerobe şi a substanţelor organice, se creează un mediu reducător care determină redistribuirea diagenetică a fierului şi a altor elemente. Asemenea procese au o importanţă capitală în formarea minereurilor oolitice de fier.

Oolitele şi particulele mici formează în aceste condiţii un strat de minereu cu structură asemănătoare cu cea a sedimentării detritice. Oolitele indică o schimbare alternativă a condiţiilor de mediu (perioadele de agitaţie ale apei sînt succedate de perioade de linişte). Minereurile de Fe se formează aşa cum s-a mai amintit, în zonele de sedimentare slabă a materialului terigen, cu activitate hidrodinamică redusă — cum ar fi în golfuri, lagune şi în zonele protejate de recife.

Din punct de vedere mineralogic, fierul din rocile sedimentare se prezintă sub următoarele forme :

— sulfuri — pirită şi marcasită ;
— carbonaţi — siderit, ankerit şi minerale din seria breunnitului ;
— silicaţi — leptoclorite şi glauconit ;
— oxizi ferici — hidrogoethit şi hematit, participînd într-un mic procent şi minerale terigene (în special silicaţi).

Cantitativ, formele mineralogice autigene însumează 82,5%, revenind mineralelor terigene numai 17,5%.

Din studiile întreprinse asupra formării mineralelor autigene de fier, s-a constatat că există o strînsă legătură între cantitatea carbonului organic din bazinele sedimentare (provenit din descompunerea organică) şi formarea unui anumit tip mineralogic de fier. De exemplu, leptocloritele se formează uşor şi repede cu un consum minim de substanţă organică la un *r*H mai ridicate decît al sideritului. Din acest motiv leptocloritele se formează şi mai devreme, după schema : $2Fe_2O_3 + C \rightarrow CO_2 + 4FeO$ (în acest caz substanţa organică se consumă pentru reducerea Fe''' în F'').

Reacţia de formare a sideritei începe mai tîrziu (ea se formează la orice valoare a *p*H-ului, şi la un *r*H mult mai ridicat faţă de cel la care se formează pirita), se dezvoltă mai lent şi mai greoi, deoarece necesită un consum mai mare de substanţă reducătoare : $2Fe_2O_3 + 4C + 3O_2 \rightarrow 4FeCO_3$.

Formarea piritei începe şi mai tîrziu, se dezvoltă mult mai încet decît celelalte şi cu consumul cel mai mare de substanţă reducătoare. La formarea piritei are loc reacţia de mai sus,

cît și cea de reducere a sulfatului: $SO_4'' + 2C \rightarrow 2CO_2 + S$.

Cunoașterea paragenezei mineralelor autigene de fier ne ajută să deosebim depozitele epicontinentale de cele marine.

În depozitele epicontinentale, predomină leptocloritele, pe cînd în cele marine, crește procentul de pirită, în funcție de creșterea conținutului inițial de substanțe organice. De la țărm către larg minereurile autigene se succed astfel: material aluvionar cu cantități mici de siderit și ankerit; zona deltaică, cuarțo-sideritică-ankeritică; zona sedimentelor predeltaice ankerito-sideritice cu puțin cuarț și zona marină, calcit-ankerit-sideritică (Brovkov).

Existența unei cantități însemnate de CO_2 și H_2S (rezultat din reducerea sulfaților) prilejuiește substituirea metasomatică a leptocloritului prin siderită și pirită.

Prin studiile mai complete ale minereurilor de fier, s-a dovedit că sideritul se formează mai tîrziu decît hidrogoethitul și chamositul pe care le substituie metasomatic.

Urmărind raportul $Fe'''/Corg$, constatăm că cu cît valoarea acestui raport este mai mare, se dezvoltă faciesul leptocloritic și dimpotrivă, cu cît acest raport este mai mic, se dezvoltă faciesul sideritic și apoi cel piritos. În baza cunoașterii acestui raport, se pot face aprecieri și cu privire la formarea diagenetică a minereurilor.

Răspîndirea zăcămintelor de fier sedimentar

Zăcămintele de fier sedimentar de pe glob sînt situate pe suprafețele întinse ale vechilor scuturi sau pe vechile catene ale munților care au fost supuse unei modelări și denudări intense.

În zona de alterare a rocilor de la suprafață, s-au format așa-numitele zăcăminte lateritice care se întîlnesc pe suprafețele structurale, din diferitele regiuni, din Uniunea Sovietică, sudul Germaniei, Elveția, Franța (în jurul Masivului Central), Brazilia, Cuba, S.U.A., Nigeria, India etc. Asemenea minereuri se numesc cu un termen generic „ferolite". Ele s-au format numai în regiunile cu roci bogate în fier, uneori fiind asociate cu mangan și aluminiu.

Cînd sînt inundate de apele marine, ele constituie o importantă sursă pentru minereurile oolitice, de fier și mangan, din zonele litorale ale mărilor transgresive. Astfel, pe teritoriul Uniunii Sovietice, în Devonian, s-a produs o transgresiune marină peste platforma rusă și Munții Urali. Marea devoniană a inundat treptat platforma rusă, formîndu-se de-a lungul liniei de țărm minereuri oolitice, peste care s-au depus apoi formațiuni calcaroase. Asemenea zăcăminte de oolite limonitice se întîlnesc pe o mare suprafață din vestul Bașkiriei și estul Tatariei, cantonate în depozitele argilo-nisipoase.

Pe versantul vestic al Munților Urali, tot în zona litorală a mării devonianului mediu, s-au format minereuri oolitice de fier (unul dintre cele mai mari zăcăminte de acest tip din lume), într-un complex nisipos și argilos, acoperit de calcarele devonianului superior. Pe suprafața erodată a calcarelor se găsește o serie bine mineralizată, cu argile în bază și cu oolite de chamosit, uneori cu siderită și pirită, care la partea superioară trec la minereuri de diasporchamosit și bauxite.

Transgresiunea devoniană din partea de nord a platformei ruse a atins limita scutului baltic pe care se întîlnesc sporadice mineralizații limonitice (oolite limonitice).

Din cauza mișcărilor epirogenetice, pe unele părți ale platformei ruse inundate de apele mării s-au format depozite calcaroase și marnoase. La începutul transgresiunii în zona centrală a platformei rămasă în relief s-a continuat alterația lateritică. Aceste părți ridicate au furnizat material clastic bogat în fier, pentru zonele depresionare inundate.

La sfîrșitul Carboniferului superior și începutul Permianului, există o situație similară și în Munții Urali. Aici, condițiile climaterice au suferit schimbări în decursul timpului. În bazinele marine din imediata vecinătate s-au format minereuri oolitice de goethit și clorit pe seama materialului levigat de pe continent.

Mișcările tectonice din Jurasic și Cretacic au dus la transgresiuni și regresiuni repetate, cu formarea de noi orizonturi de minereu de fier oolitic.

În Europa de vest, s-au produs de asemeni mai multe transgresiuni și regresiuni în Jurasic și Cretacic, care au avut drept rezultat formarea minereurilor de fier.

Mările jurasice și cretacice, înaintînd peste uscatul ce ocupa teritoriul Germaniei și Cehoslovaciei, au dus la formarea zăcămintelor de fier de-a lungul liniei de țărm.

De asemeni în Franța și Anglia, mările (jurasice și cretacice) inundînd părțile mai joase ale uscatului, au rămas sub formă de insule culmile înalte. Minereurile oolitice de fier s-au format în jurul acestor culmi (ex. minettele din Lorena).

În Statele Unite ale Americii, transgresiunea mării siluriene peste scutul canadian a dus la formarea zăcămintelor de fier oolitic, de-a lungul coastei de vest (M-ții Apalași), iar la limita de nord s-au format zăcămintele din statul New York.

Alte zăcăminte cunoscute sînt cele din Algeria și Tunisia, precum și cele neogene din peninsula Kerci (U.R.S.S.).

În afară de tipurile de zăcăminte sedimentare de fier menționate (reziduale și maritime), se mai cunosc zăcămintele tipice de mlaștini, cu caracter coloidal (de culoare brună, neagră sau roșietică), din partea de nord a Uniunii Sovie-

tice, Suedia, R.F.G. (Hanovra, Mecklenburg, Westfalia).

Pe teritoriul țării noastre, a fost prospectat și explorat parțial zăcămîntul de fier limonitic de la Căpușul Mic. Zăcămîntul este situat în zona periferică a Bazinului Transilvaniei, urmărind rama nord-estică a Munților Gilău. Valea Căpușului împarte zăcămîntul în două sectoare distincte, un sector din apropierea Vîrfului Șatra, explorat în întregime prin puțuri și foraje de mică adîncime, și un sector în partea de nord a văii Căpușului, în curs de explorare.

Lucrările de prospecțiune efectuate în anul 1960 au verificat extensiunea zăcămîntului pe o suprafață de cca. 12 km^2. Zăcămîntul este sub formă de strat, cu înclinare mică (2—8°) spre N-NE și numai rare ori (în apropierea limitei cu șisturile cristaline), înclinarea atinge valori de 15°—20°. Mineralizația este reprezentată prin concrețiuni lucioase de limonit (varietatea lepidocrocit), avînd compoziția chimică : Fe_2O_3 = 89,9% și H_2O = 10,1%. Concrețiunile cu dimensiuni de 0,02—2 mm au culoarea brună și forma ovoidală. Ele au rezultat din depunerea concentrică a limonitului într-un mic amestec cu calcit.

Concrețiunile limonitice sînt cimentate de o masă fin granulară de calcită, siderită și ankerită, de culoare cenușie-gălbuie. În masa cimentului, se observă concrețiuni de glauconit, fragmente de cuarț, feldspat, aragonit și foițe de biotit. În plus se observă resturi de viețuitoare (lamellibranchiate și echinide) cu țesutul de aragonit și calcit. Sub acțiunea agenților atmosferici minereul se dezagregă ușor.

Analizele chimice ale minereului din sectorul Șatra, efectuate pe o probă de 800 kg, au dat următoarele rezultate :

Fe total	31,7%
SiO_2	9,5%
CaO	18%
MgO	1,4%
Mn	urme
TiO_2	0,17%
Al_2O_3	2,8%
P	0,45%
S	0,13%
Ni	lipsă
V	0,1%
As	urme
P.C.	21,5%

Cea mai mare parte a fierului este dată de hidroxizi și numai o mică parte provine din amestecul sideritic. Acest lucru apare evident comparînd următoarele rezultate ale analizei mineralogice :

Hidroxizi de Fe	60—65%
Calcit	20—22%
Cuarț	7—8%
Siderit	3—5%
Minerale argiloase	2%
Hidroxizi de Mn	1—2%
Clorit	1%

Grosimea zăcămîntului în sectorul Șatra (cu mineralizația cea mai bună) variază între 1,50—9,60 m, iar rezervele pe întregul zăcămînt se apreciază la cîteva zeci de milioane tone minereu limonitic.

Din punct de vedere geologic, formațiunile întîlnite în regiune sînt de natură metamorfică, sedimentară (cretacic și eocen) și eruptive.

Rocile metamorfice din fundament, dezvoltate sub facies epizonal și mesozonal (amfibolite, micașisturi, cloritoșisturi, șisturi sericitoase și grafitoase), se încadrează într-un sistem general orientat NV-SE. Atît șisturile cloritoase, cît și amfibolitele, suferind o intensă alterație, au constituit principala sursă pentru formarea minereului de fier. Cuvertura sedimentară, care începe prin depozite senoniene transgresive pe cristalin, este formată din conglomerate, calcare recifale și marne argiloase.

Ca roci magmatice întîlnite în regiune, amintim prezența riolitelor, dacitelor și andezitelor.

Peste formațiunile cretacice, sau direct peste rocile din fundamentul cristalin, se află depozitele eocene reprezentate printr-o serie bazală de argile roșii, care la partea superioară trece la calcare și dolomite (ostrii mici) cu intercalații

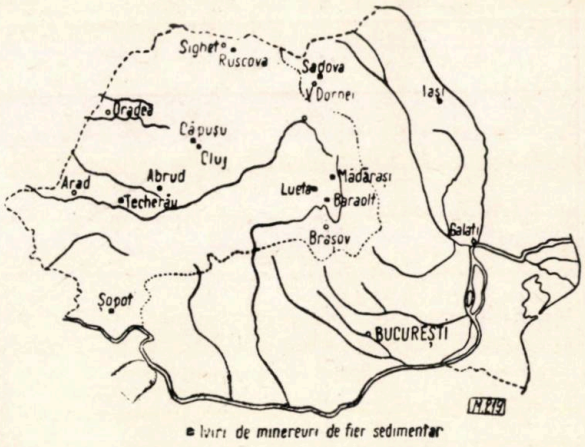


Fig. 1. Răspîndirea zăcămintelor de fier sedimentar în R.P.R.

de gipsuri. Urmează apoi o serie marină, în care se găsește bancul de minereu peste care se află calcare cu numuliți. În stratul de minereu se întîlnesc frecvente ostrii mari, care permit urmărirea acestui orizont la distanțe mari. La identificarea pe direcție a bancului mineralizat, de mare ajutor este și orizontul calcarelor numulitice din coperișul zăcămîntului și al calcarelor și marnelor cu anomii din culcuș.

Mineralizația limonitică din această regiune s-a format într-un mic golf al mării eocene, în care au existat condiții favorabile acumulării minereului de fier. Astfel, existența unei surse de fier rezultată din alterarea superficială a rocilor bogate în minerale femice, pe de o parte, și a bazinului de mică adîncime, cu linie de țărm constantă, cu o bogată activitate biotică, pe de altă parte, a permis acumularea fierului sub formă de limonit, siderit și ankerit.

O altă mineralizaţie de fier interesantă se găseşte la Almaşul Mare (Pe v. Techerăul în apropiere de Zlatna) şi constă dintr-o acumulare de magnetită într-un banc de gresii cenuşii-verzui de vîrstă sarmaţiană. Întregul complex sedimentar reprezentat printr-o alternanţă de gresii tufacee gălbui, marno-calcare limonitice, marno-calcare şistoase negre cu gips, tufite şi breccii andezitice cutate sub forma unui mic sinclinal urmează a fi cercetat cu foraje şi lucrări miniere. Complexul purtător de mineralizaţie are o grosime de cca. 50 m în care s-au identificat 5 niveluri bogate în magnetit. La o analiză chimică informativă s-a obţinut : 50% Fe, 12% TiO_2 şi 1% vanadiu.

În Munţii Hărghita, la Lueta, se exploatează un zăcămînt de siderit, cantonat în complexul mio-pliocen. Mineralizaţia pare să se fi format prin substituirea calcarelor sau a produselor piroclatice, prin siderit sub acţiunea soluţiilor (mofetice) încărcate cu bicarbonat de fier. Aceleaşi soluţii, ajunse la suprafaţă, au dat naştere la hidroxizi de fier. Aşadar, în condiţii oxidante, soluţiile au dus la formarea limonitului, pe cînd în mediul anaerob la formarea sideritului.

Mineralizaţii de siderite (sferosiderite) şi limonite, formate tot pe seama circulaţiei apelor bicarbonatate feruginoase, se întîlnesc la Mădăraş, Filia, Herculian, Doboşeni etc. care urmează a fi cercetate cu lucrări de foraj.

După descoperirea zăcămîntului de la Căpuşul Mic s-au intensificat lucrările de prospectare în vederea găsirii de noi zăcăminte de fier. Astfel, au fost reexaminate formaţiunile sedimentare susceptibile pentru acumulări de fier, începînd cu cele mai vechi (paleozoice) şi terminînd cu cele terţiare. Odată cu aceasta s-au cercetat cu atenţie faciesurile epicontinentale şi în special cele situate în apropierea erupţiilor vulcanice noi.

În viitor, se vor continua cercetările faciesurilor Jurasicului mediu (stratele de Klauss) şi ale tuturor ivirilor feruginoase, menţionate în literatura de specialitate.

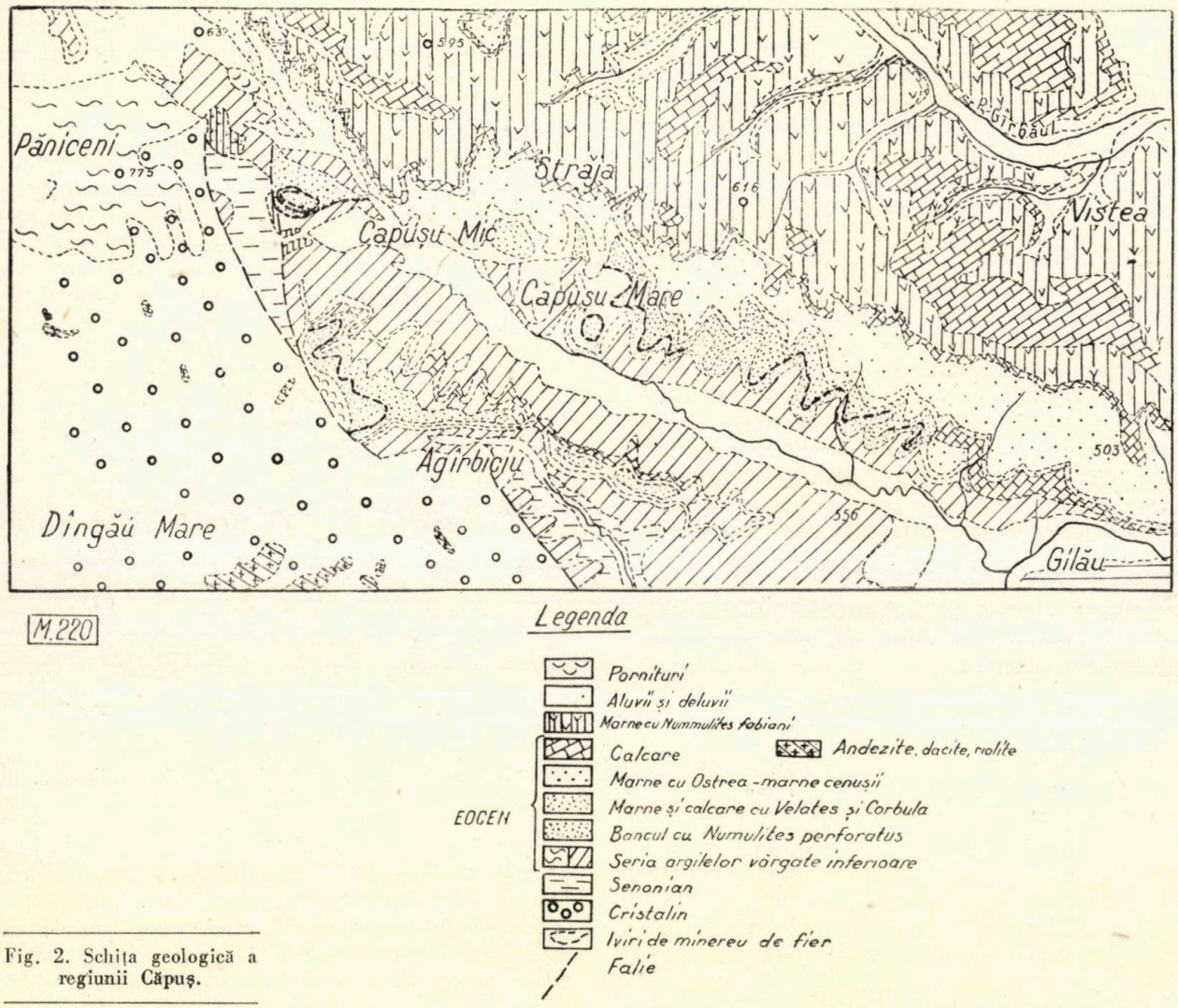


Fig. 2. Schiţa geologică a regiunii Căpuş.

Deosebit de interesante sînt sferosideritele din zona şisturilor negre din Sadova-Găineşti-Sovata (Carpaţii Orientali) şi sferosideritele eocene din Maramureş, care vor fi cercetate prin lucrările prevăzute în planul pe anul 1961.

Iviri de concreţiuni limonitice se întîlnesc în partea de vest a Banatului (la Şopotul Vechi). Tot aici, se cunoaşte prezenţa unui orizont limonitic în Jurasicul mediu, avînd un conţinut ridicat de fier, pe care se vor continua prospecţiunile începute în anul 1960.

Un interes din ce în ce mai mare capătă jaspurile din apropiere de Cîmpulung (Moldo-

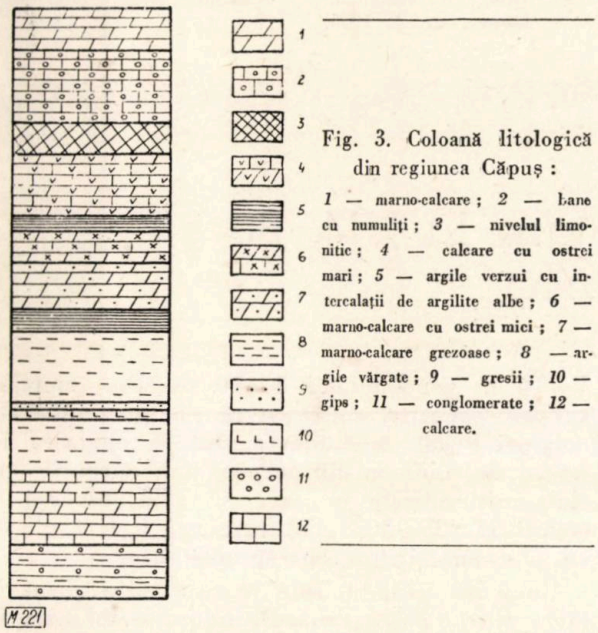


Fig. 3. Coloană litologică din regiunea Căpuş : *1* — marno-calcare ; *2* — bane cu numuliţi ; *3* — nivelul limonitic ; *4* — calcare cu ostrei mari ; *5* — argile verzui cu intercalaţii de argilite albe ; *6* — marno-calcare cu ostrei mici ; *7* — marno-calcare grezoase ; *8* — argile vărgate ; *9* — gresii ; *10* — gips ; *11* — conglomerate ; *12* — calcare.

venesc) care deşi au un conţinut scăzut de fier (15% Fe) prezintă avantajul că se pot urmări pe suprafaţă mare şi ar putea da rezerve importante, dacă se va pune problema exploatării lor.

Asupra modului de formare şi răspîndire a mineralizaţiilor de fier sedimentar, putem trage următoarele concluzii :

1. Zăcămintele sedimentare primare se caracterizează printr-o extindere mare şi un conţinut ridicat de fier, răspîndit în mod uniform pe direcţia şi grosimea corpurilor sub formă de strate şi lentile. Date fiind aceste caracteristici, ele formează una dintre cele mai importante surse de materie primă pentru industria siderurgică.

2. Zăcămintele de fier de origine sedimentară s-au format fie pe continent, alcătuind acumulările lateritice (Bohnerz), fie în mlaştini şi mările epicontinentale.

3. Referindu-ne la clasificarea prezentată la început în care am împărţit minereurile sedimentare în : primare (netransformate) şi transformate (diagenetic, epigenetic şi metamorfic), vom încadra zăcămîntul de minereu limonitic de la Căpuşul Mic în prima grupă (a zăcămintelor sedimentare netransformate). Din observaţiile geologice de teren, rezultă că zăcămîntul are grosimea cea mai mare (9 m) şi conţinutul cel mai ridicat în fier (peste 30% Fe) în apropiere de limita cu şisturile cristaline, corespunzînd vechii zone de ţărm a mării eocene (sectorul Şatra) şi cu cît ne deplasăm spre centrul bazinului (sectorul Căpuş nord) grosimea stratului mineralizat scade odată cu diminuarea conţinutului în fier limonitic. În continuare spre nord, orizontul mineralizat se subţiază treptat pînă la completa dispariţie.

Formarea zăcămîntului este pusă fie pe seama aportului de fier de pe continent (şi redepus în apropierea liniei de ţărm a mării eocene), fie pe seama manifestărilor vulcanice din regiune.

În aceeaşi grupă de minereuri netransformate vom încadra şi acumulările de minereu de fier de la Almaşul Mare (Techerău) care deşi se găsesc în formaţiuni mai noi (sarmaţiene) se admite a fi luat naştere în condiţii asemănătoare cu cele de la Căpuşul Mic.

Tot din grupa minereurilor primare (netransformate) — sau, după Strahov, minereuri sedimentare — fac parte şi mineralizaţiile limonitice, jurasice de la Şopotul Vechi, Pădurea Craiului şi din alte regiuni din ţară, precum şi sferosideritele din Maramureş şi nordul Moldovei.

4. În grupa minereurilor diagenetice se poate încadra zăcămîntul de minereu sideritic de la Lueta, format ca rezultat al procesului de metasomatoză sub influenţa circulaţiei soluţiilor postvulcanice (mofetice).

Acelaşi tip de mineralizaţie, reprezentată prin corpuri sideritice, de formă neregulată şi cu compoziţie neomogenă se mai întîlneşte la Mădăraş, Filia, Herculian, Doboşeni, unde se cunosc manifestări postvulcanice.

În categoria minereurilor diagenetice considerăm că se pot încadra şi formaţiunile jaspifere din diferite regiuni ale ţării.

5. Viitoarele lucrări de prospectare geologică şi geofizică se vor amplasa pe zona sferosideritelor limonitice din Maramureş şi Carpaţii Orientali, precum şi pe ivirile cu concreţiuni limonitice din Banat. În egală măsură se vor cerceta şi alte formaţiuni cu indicaţii limonitice din ţara noastră de tipul celor care se întîlnesc în Bazinul Transilvaniei.

Bibliografie

[1] Betehtin A. G. : *Curs de mineralogie.* Ed. Tehn. Bucureşti 1953.

[2] Krotov B. P. : *Diferenţierea elementelor în timp prin alterare şi legile răspîndirii zăcămintelor metalifere de origine sedimentară.* Analele Rom. Sov. Geol.-Geogr. nr. 6, 1953, Bucureşti.

[3] Creţu I. şi Hesselman Al. : *Raport geologic asupra lucrărilor privind minereul de fier de la şantierul Căpuşul Mic, reg. Cluj, sectorul Şatra,* 1960 (manuscris).

[4] Goreţkii I. K.: *Condiţiile de formare şi unele legi în repartiţia zăcămintelor sedimentare şi sedimentar-metamorfice*, Analele Rom. Sov. Geol. Geogr. nr. 4, 1954.
[5] Ilie M.: *Cercetări geologice în reg. Cluj, Cojocna-Turda-Ocna Mureşului-Aiud.* Anuarul Com. Geol. vol. XXIV, 1952.
[6] Macovei Gh.: *Geologia stratigrafică.* Ed. Tehn. Bucureşti, 1954.
[7] Newell N. D., Purdy E. G. şi Imbrie J.: *Nisip oolitic Bahamian.* „Jurnal of Geology" vol. 68, nr. 5, 1960.
[8] Papiu V. C.: *Petrografia rocilor sedimentare.* Ed. Ştiinţif. Bucureşti, 1960.
[9] Radehevici E. A.: *Minereuri de origine coloidală.* Analele Rom. Sov. Geol.-Geogr. nr. 11, 1952.
[10] Răileanu Gr.: *Cercetări geologice în regiunea Sviniţa-Faţa Mare.* Bul. Acad. R.P.R., Geol. Geogr. tom V, nr. 2.
[11] Saukov A. A.: *Geochimie*, Ed. Tehn. Buc. 1954.
[12] Sapojnikov V. G.: *Stadiile de formare pe cale sedimentară a minereurilor.* An. Rom. Sov., nr. 4, 1955.
[13] Savul M. şi Ianovici V.: *Chimismul rocilor cu mangan din Carpaţii Orientali şi Meridionali din R.P.R.* Studii şi Cercetări Geol. Acad. R.P.R. Tom. III, nr. 1—2, 1958.
[14] Strahov N. M. şi Zalmanzon E. S.: *Repartiţia formelor mineralogice autigene ale fierului în rocile sedimentare şi importanţa ei pentru litologie.* Analele Rom. Sov. Geol. Geogr. nr. 3, 1955.
[15] Saţki N. S.: *Formaţiunile manganifere şi metalogenii manganului.* Analele Rom. Sov. Geol. Geogr. nr. 1, 1955.

Metode noi de exploatare la I. M. Bocşa

Ing. M. NICOLAU
ICEMIN

Producţia minereurilor de fier din R.P.R. trebuie să atingă în anul 1965 cantitatea de cca. 4 milioane tone.

Dinamica mare de producţie necesară urmează a se realiza în primul rînd prin intensificarea activităţii actualelor exploatări cît şi prin deschideri de noi mine şi, în cadrul acestora, prin creşterea masivă a productivităţii muncii.

Realizarea acestui obiectiv se poate înfăptui prin introducerea tehnicii noi în exploatările noastre de minereuri de fier.

În acest scop ICEMIN experimentează, în zăcămîntul Ocna de Fier, metode de exploatare cu înmagazinare.

Zăcămîntul Ocna de Fier este exploatat în prezent prin metode de exploatare în fîşii direcţionale cu camere transversale şi rambleerea totală, dirijată de jos în sus.

Acest zăcămînt, cuprins într-un sinclinal format în fundamentul şisturilor cristaline, la contactul acestora cu masa de calcare recristalizate, şi scarnul de diferite tipuri conţine minereu de fier diferenţiat sub forma de oxizi, în concentraţii variabile.

Mineralizaţia în scarn, pe direcţie cît şi pe verticală, este variabilă mergînd pînă la lamînări complete.

Extinderea zonelor mineralizate este foarte variabilă mergînd pe direcţie de la 30—120 m şi pe înclinare pînă la cca. 200 m.

Înclinarea zăcămîntului variază de la afloriment spre fundul sinclinalului, de la 70—80° la 0°.

Grosimea scarnului variază în general între 10—30 m iar corpurile mineralizate între 1—16 m predominînd 3—10 m. Din punct de vedere calitativ, se constată că porţiunile din corpuri bogat mineralizate sînt în epuizare, iar restul de minereu din corpuri sau corpurile mai slab mineralizate în care se află minereu de sortul II (25—30% Fe) urmează a fi exploatat cu o economicitate corespunzătoare.

Roca de zăcămînt este scarnul mineralizat, de tărie f = 12—15 Protodiaconov, stabil. care nu necesită susţinere.

Roca de culcuş este scarnul steril sau şisturile cristaline stabile.

Roca de acoperiş este calcarul metamorfozat, uneori diaclazat, stabil în general.

Din punct de vedere tectonic, corpurile de minereu prezintă uneori fisuri cu deschiderea pînă la 30—40 cm, umplute cu material alterat de zăcămînt. În zăcămînt nu apar apofize decît cu totul sporadic. Contactul rocelor de zăcămînt este distinct faţă de acelea din acoperiş şi de şisturile din culcuş şi cu unele treceri faţă de scarnul steril.

În zăcămînt nu avem umiditate decît în porţiunile fisurate şi aceasta în legătură cu manifestările atmosferice de la suprafaţă.

Prin exploatarea acestui zăcămînt, nu sînt prejudiciate terenurile de la suprafaţă.

Metoda de exploatare folosită la acest zăcămînt

În raport cu dimensiunile geometrice ale corpurilor, panourile se pregătesc pe direcţie cu o lungime de 30—60 m, pe înălţime de 25 m, delimitîndu-se cu 2 suitori între orizonturi.

La fiecare fîşie se sapă preabatajele necesare abatării fişiei prin cameră transversală.

Exploatarea se execută prin :

— perforaj pneumatic şi tăierea minereului prin explozivi ;

— transportul în abataj cu vagonete de 350 l basculante frontale ;

— susţinerea se execută parţial de la caz la caz, cu cadre de lemn plasate în cîmpuri de 1—1,5 m şi cu bandajarea tavanului şi a pereţilor, cu totul limitată ;

— rambleerea se execută manual şi cu screperul.

În condiţiile de lucru organizate la tehnologia arătată, panourile au capacitate mică de producţie, ceea ce atrage după sine o dispersare mare a locurilor productive.

Prin metoda de exploatare folosită, indicii tehnico-economici principali realizaţi de I. M. Bocşa sînt :

— indicele de pregătire medie 9 m/1 000 tone ;

— productivitatea muncii în abataj 2,38 t/post ;

— durata de exploatare a panourilor 33 luni.

Metode noi de exploatare în experimentare

ICEMIN, prin Secţia Tehnică Minieră şi Grupa Experimentală Bocşa aparţinînd de Filiala ICEMIN—Hunedoara, a preluat un panou experimental la mina Ocna de Fier, oriz. Jupiter, în vederea experimentării metodei de exploatare cu înmagazinarea minereului tăiat.

Experimentarea acestei metode se face pentru prima oară la zăcămintele de minereuri de fier din R.P.R.

La alegerea panoului s-a ţinut seama de următoarele :

— Să fie situat la un orizont superior, deasupra căruia să nu avem alte lucrări miniere, sau la suprafaţa terenului să existe construcţii sau lucrări de artă. Cu toate că în orizontul respectiv caracteristicile tehnico-geologice de zăcămînt nu erau complet cunoscute, panoul s-a amplasat într-o lentilă care prezenta maximum de mineralizaţie. Prin desfăşurarea experimentării însă s-a constatat că în chiar limitele acestei lentile sînt laminări sterile de diferite mărimi şi de diferite intensităţi de apariţie.

— Să aibă o grosime mai redusă, pentru a prezenta astfel condiţii tehnice mai uşoare în experimentarea de început.

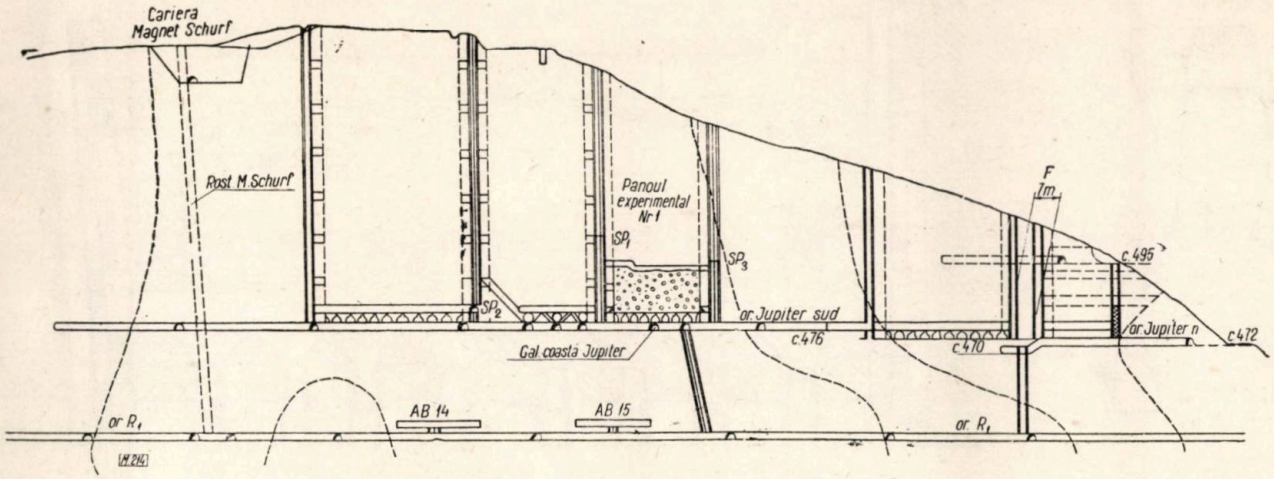


Fig. 1. Profil longitudinal — abatajul cu înmagazinare.

— Să existe posibilitatea încadrării lui în reţelele de transport, alimentare cu energie, alimentare cu apă etc. ale exploatării.

Panoul, care a putut fi pus la dispoziţie şi care s-a pregătit, are următoarele caracteristici :

— lungimea pe direcţie 30 m

— înălţimea pe înclinare 80 m

— grosimea zăcămîntului 1—4 (3,5 m)

— înclinarea zăcămîntului 70—80°

— din punct de vedere tectonic, zăcămîntul prezintă o falie diagonală ;

— roca din zăcămînt este un scarn amfibolic şi cu piroxeni, în masa căruia se găsesc neuniform dispersaţi oxizi de fier ; roca este de o stabilitate mare, cu excepţia zonei faliate unde apar uneori copturi de blocuri de mărimi mijlocii şi mici ;

— roca de culcuş este un scarn steril foarte stabil ;

— roca de coperiş este un calcar metamorfozat, parţial diaclazat, stabil.

Pregătirea panoului s-a executat prin următoarele lucrări miniere :

— adaptarea galeriei de orizont existente la noile condiţii dimensionale cerute de metoda de exploatare ;

— săparea a 2 suitori de delimitare a panoului ; suitorii s-au săpat în pas cu desfăşurarea abatării numai cu un avans de 5—6 m faţă de tăierea fîşiilor în abataj :

— săparea unui preabataj iniţial pe toată grosimea zăcămîntului ;

— săparea pîlniilor de evacuare a minereului, extinse între tavanul galeriei de transport şi vatra preabatajului ;

— săparea nișelor de acces din suitori la fîșia în lucru, pe grosimea pilierilor de siguranță, din 6 în 6 m una de alta pe înclinarea zăcămîntului.

Figurile 1, 2, 3 și 4 dau indicații asupra caracteristicilor lucrărilor de pregătire executate.

Din lucrările de exploatare experimentate pînă în prezent, rezultă următoarele date și rezultate :

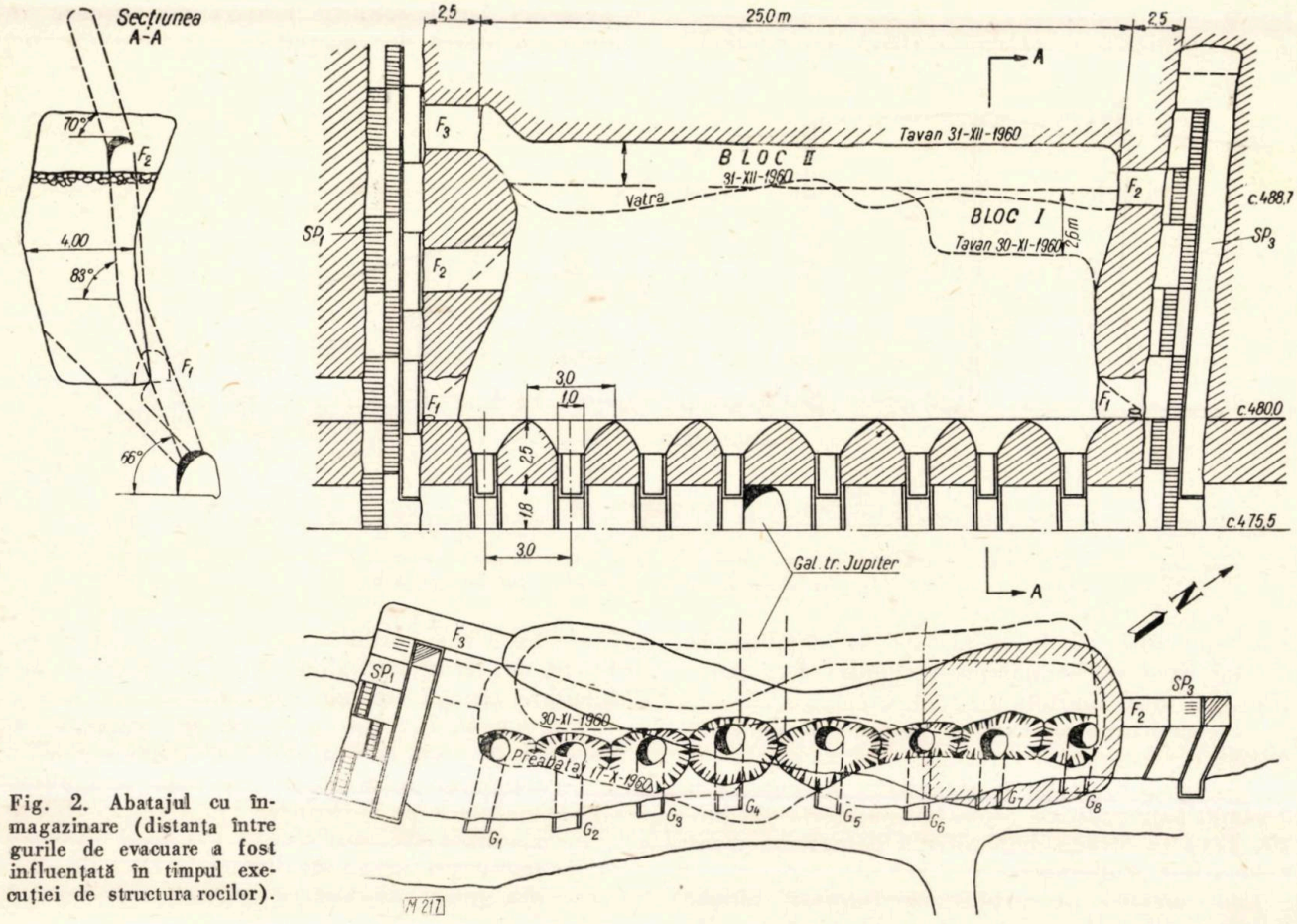


Fig. 2. Abatajul cu înmagazinare (distanța între gurile de evacuare a fost influențată în timpul execuției de structura rocilor).

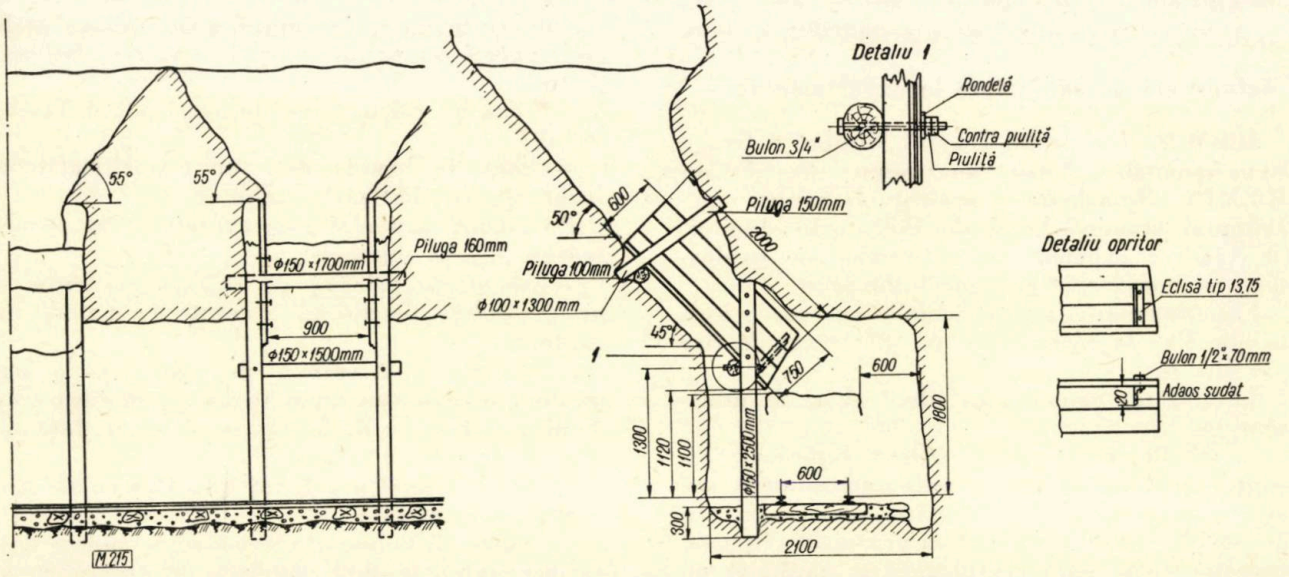


Fig. 3. Panoul cu înmagazinare nr. 1 — armarea gurilor de evacuare

1. Metoda este indicată pentru caracteristicile de zăcămînt experimentate. I. M. Bocşa extinde metoda executînd deja, cu asistenţa tehnică a ICEMIN, pregătirea a încă 2 panouri, pregătire care se află pe sfîrşite.

2. Prin schemele de puşcare experimentate, s-a reuşit a se obţine o granulaţie aproape satisfăcătoare.

Sfărîmarea secundară consumă încă 15% din posturi pentru obţinerea subgabaritelor. Motivele datorită cărora se produc încă blocuri supragabarit au fost :

— existenţa faliei ;

— diaclazarea parţială a calcarelor din coperiş ;

— dimensiunile relativ mici ale gurilor de evacuare a minereului din pîlnii ; considerăm deasemeni că şi în privinţa tăierii minereului cu explozivi nu s-au epuizat toate mijloacele (de ex. şi folosirea capselor milisecund) pentru obţinerea unei granulaţii corespunzătoare.

3. Evacuarea minereului se realizează curent exceptînd doar cazurile semnalate deja la punctul anterior cînd intervin bulgări supragabarit. Înclinarea pîlniilor se dovedeşte corespunzătoare, iar minereul înmagazinat nu aglomerează.

4. Din rocile de culcuş şi acoperiş nu se observă deblocări decît din zonele diaclazate din coperiş. Aceste zone sînt limitate ca extindere şi pot fi uşor remarcate în masa minereului permiţînd eliminarea lor chiar în faza operaţiunii de descărcare.

5. În continuare, s-a trecut la eliminarea pilierilor de siguranţă ai suitorilor de delimitare ai panoului şi înlocuirea lor cu pereţi de scînduri de stejar.

6. Aerisirea frontului de lucru după puşcări se face în 15—20 minute şi în tot timpul lucrului aerajul este foarte bun.

7. Tavanul abatajului se dovedeşte a fi foarte rezistent, nu necesită copturiri după puşcări decît după cca. 1 oră şi cu control atent periodic s-a putut lucra şi în zona faliată.

8. În cursul exploatării a apărut o zonă foarte slab mineralizată. Această zonă în prezent este ocolită cu intenţia de a fi lăsată pe loc şi de a rezolva continuarea lucrului în abatajul cu înmagazinare, fără a se strica normala desfăşurare a operaţiunilor.

9. Pînă în prezent, nu au fost accidente de muncă în acest panou.

10. Mai persistă deficienţe tehnico-organizatorice pe exploatare, cît şi în abataj, care, odată eliminate, vor conduce la îmbunătăţirea indicilor tehnico-economici ai metodei.

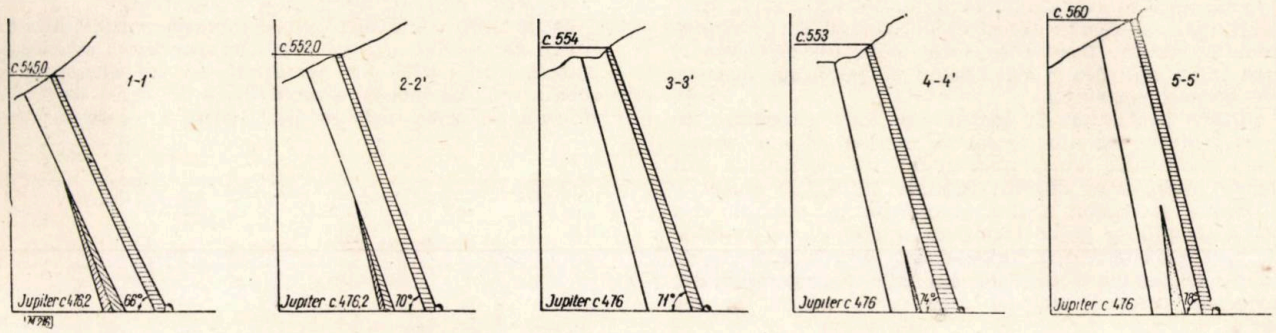


Fig. 4. Profile transversale prin panoul experimental.

Din lucrările executate pînă în prezent, indicii tehnico-economici principali rezultaţi sînt următorii :

— indicele de pregătire 9,70 m/1 000 t ;

— productivitatea muncii în abataj 10,4 t/post.

Din observaţiile făcute pînă-n prezent, apreciem că metoda se va putea extinde la condiţii corespunzătoare de zăcămînt, atît la Ocna de Fier cît şi în alte zăcăminte similare.

Pe măsură ce experimentările se desfăşoară şi se definitivează caracteristicile metodei, ale tehnologiei, şi se precizează indicii tehnico-economici, vom reveni cu date suplimentare pentru informarea celor interesaţi.

Transportul mortarului și betonului prin conducte la betonarea puțurilor de mină *

Cea mai mare parte a puțurilor săpate sînt susținute cu zidărie sau beton, în ultimul timp betonul trecînd pe primul plan. Această situație se datorează unei tehnologii mult îmbunătățite a betonului, precum și posibilităților de mecanizare, care fac posibilă o mărire importantă a vitezei de săpare și economisirea forțelor de lucru. Procedee de betonare a puțurilor au fost aplicate în special în U.R.S.S., Africa de Sud și S.U.A.

Întrebuințarea betonului sau a zidăriei ca susținere pentru puțuri trebuie hotărîtă de la caz la caz. Totuși trebuie stabilit că, atunci cînd nu există ape în cantități mari și foarte agresive, precum și la presiunea mică a rocilor, trebuie preferat betonul, deoarece el este mult mai ieftin ca zidăria și pe lîngă aceasta, are aceeași rezistență.

Puțuri susținute cu beton au fost executate în R.D.G. numai în mod izolat în exploatările de minereuri. Obiecțiile aduse pînă acum, că reparațiile sînt foarte grele, s-au dovedit fundate numai la puțurile susținute cu beton armat. Reparația la puțurile din beton simplu se poate face prin introducerea plombelor din zidărie, după îndepărtarea părții stricate de beton. O betonare din nou nu este corespunzătoare, deoarece betonul nou nu face priză intimă cu cel vechi.

Introducerea betonului prin conducte

Betonul este necesar să fie de diferite calități, corespunzătoare fiecărui fel de lucrare în care el se folosește. Pînă în prezent betonul a fost introdus exclusiv cu chible, care se răsturnau sau care aveau un fund mobil pentru golire. Introducerea betonului prin conducte nu a fost întrebuințată mai cu seamă din cauza îndoielii asupra calității betonului introdus prin conducte. În multe țări, s-au făcut încercări cu scopul de a se determina calitatea betonului ce se poate obține la turnarea prin conducte.

În cursul ultimelor decenii, tehnologia betonului s-a schimbat radical și s-au cunoscut elementele necesare pentru obținerea unui beton rezistent și impermeabil. Condiții speciale trebuie puse la betonul care trebuie turnat prin cădere verticală ca să se obțină o calitate superioară a lui și să nu se producă astupări ale conductelor. Betonul, pentru umplerea golurilor în spatele susținerii metalice a puțului, nu trebuie să ajungă la o rezistență mare și poate, de aceea, să fie introdus mai apos.

Separarea betonului și prevenirea ei

O separare trebuie necondiționat să se evite pe timpul turnării betonului prin conductă. Cercetările lui Zaslavski au arătat că betonul trebuie să fie de la început astfel preparat, încît la căderea prin conducta de turnare să nu apară nici o separare. Prin alegerea granulației celei mai mici permisă pentru rezistență și potrivirea legăturii intime între ciment și agregate, se poate evita pînă la adîncimile cele mai mari o separare în conducte. În acest caz s-ar putea folosi ca agregate ușoare zgurile. La agregatele ușoare granulația nu trebuie să depășească 0—20 mm, cu toate că practica a dovedit că prin conducte de 150 mm diametru se poate turna și beton cu agregate de 0—60 mm.

Betonul care iese cu viteză mare din conductă se separă la ieșire în elemente fine și grosiere. Separarea devine încă mai pronunțată dacă betonul este azvîrlit contra masivului respectiv. La o schimbare de la verticală la orizontală prin coturi, cimentul se mișcă adesea pe fundul conductei, pe cînd părțile grosiere sînt prezente în partea superioară.

Mult timp s-a încercat ca separarea parțială a betonului în conducte să se anuleze întrucîtva și energia mișcării la ieșirea din conductă să fie micșorată la minimum. La început s-au utilizat în acest scop conductele-pantalon arătate în figura 6, care au fost

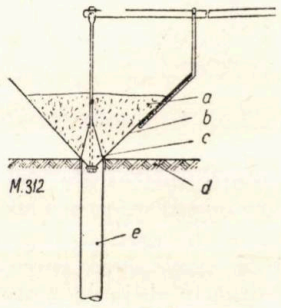


Fig. 1. Reprezentarea schematică a pîlniei de alimentare pentru beton și mortar :

a — beton ; *b* — pîlnia de alimentare ; *c* — dop de lemn conic ; *d* — suprafața terenului ; *e* — conducta îmbinată cu flanșe (150 mm diametru).

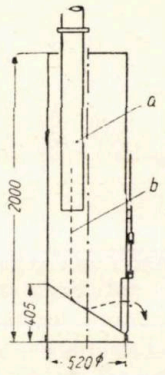


Fig. 2. Reprezentarea schematică a rezervorului de amortizare a căderii betonului :

a — conducta de turnare ; *b* — drumul betonului.

construite în diferite variante. Figura arată de asemenea cum distribuirea betonului este posibilă chiar de la locul de sosire.

La experiențele făcute la construcția puțului de la mina Hain, la început conducta a fost încercată cu o umplutură completă a unei pîlnii de 0,3 m^3. În acest caz s-a format în porțiunea obturată a țevii-pantalon o saltea de aer cu o presiune de 25—30 at, care a dirijat betonul în cădere către țeava de scurgere, fără ca el să ajungă în porțiunea obturată prevăzută pentru distrugerea energiei.

Betonul căzut parțial în porțiunea obturată a fost scos prin absorbirea provocată de betonul în cădere. Porțiunea obturată a fost întotdeauna găsită goală după betonare. Flanșa de obturare era în parte lustruită, un semn că o parte din beton a fost și în această porțiune. La montarea unei ecluze de prindere (fig. 3), care poate fi folosită pentru beton și mortar, s-a lucrat la început după același principiu. Această ecluză a fost construită într-un atelier mic

* Flaube Rudolf: Din *Bergbautechnik*, nr. 5 (1961).

şi din această cauză nu a avut forma ideală, în schimb a avut o greutate mult prea mare. S-a stabilit că acţiunea se bazează pe faptul că betonul, căzut în cantităţi mici (20—40 l) în recipientul de prindere, produce deversarea masei de beton care se afla pînă la fereastra ecluzei, astfel încît la locul de folosire trebuie distrusă numai energia care apare de la ecluză pînă la locul de turnare. Ea este aşa de mică, încît o distribuire a betonului în spatele susţinerii se poate face cu furtunuri de refulare normale pentru pompe. La toate încercările şi cu toată observarea intensivă, nu s-a mai putut observa vreo separare a betonului.

Betonul a fost lăsat să cadă vertical şi a fost distribuit în timpul experienţelor de la Hain cu furtunul de refulare. O separare prin împroşcare la frontul de lucru nu a mai existat. Curăţirea ecluzei, făcută după betonare, a arătat că colţurile existente pot fi înlocuite cu rotunjiri fără ca eficacitatea să se schimbe. Marginea inferioară a înălţimii ferestrei în ecluza de prindere depinde de adîncime. La Hain marginea inferioară a ferestrei a fost la 0,55 m de fund, pentru adîncime între 540 şi 580 m. Ecluza a fost suspendată şi asigurată în plus de moaze cu cabluri. Dificultăţi mari a creat la suprafaţă alimentarea continuă cu beton. După ce s-a văzut că repartizarea pe cantităţi anumite prin ajutorul unui sertar circular nu este cea mai favorabilă, deoarece betonul întărit se fixa în şliţuri şi exista pericolul ca sertarul să rămînă în poziţie deschisă, închizătorul a fost conceput ca în figura 4. Acesta a fost încercat mai întîi prin acţionare manuală şi a corespuns cerinţelor. La acţionarea cu ajutorul unui motor exista, şi aici, pericolul ca la încetarea funcţionării motorului închizătorul să rămînă în poziţia deschisă, în care caz cade o cantitate mai mare de beton decît cea prevăzută. Pentru a face posibilă schimbarea cantităţii fără nici un pericol a fost introdus un transportor spiral în lungime de 3—4 m. La unul din capete el este alimentat cu beton de la betonieră, iar la celălalt capăt varsă betonul într-o deschizătură deasupra conductei. Pentru a se evita separarea betonului de la ecluza de prindere pînă la locul de turnare, au fost folosite în diferite ţări şi în diferite construcţii ţevi conice cu o lungime de 1—2 m, după cum se vede în figura 6. Aceste ţevi, introduse în mod experimental, au provocat o frînare care anihilează energia de cădere.

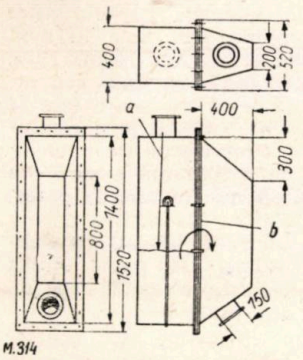


Fig. 3. Reprezentarea schematică a ecluzei de prindere a betonului :
a — drumul betonului ; *b* — fereastră.

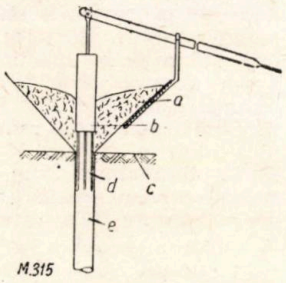


Fig. 4. Reprezentarea schematică a pîlniei de introducere cu dispozitivul de închidere a conductei :
a — beton ; *b* — conductă ; *c* — suprafaţa terenului ; *d* — oţel rotund de dirijare ; *e* — conducta cu flanşe.

Consistenţa betonului (factorul apă-ciment), comprimarea, rezistenţa şi compoziţia lui

Mult timp nu s-a cunoscut exact pînă la ce consistenţă betonul poate fi turnat în conductă fără ca să se poată ivi înfundări în aceasta. Experienţele din Hain au arătat că limita inferioară se află la o împrăştiere a betonului de 40—45 cm, adică la o consistenţă care posedă cele mai bune premise de a se îndesa prin scuturare şi care poate fi desemnat ca slab plastic. Factorul apă-ciment influenţează asupra calităţii betonului, dar cu toate acestea, nu poate servi ca un indiciu pentru stabilirea capacităţii de turnare. Experienţa de îndesare din Hain, din păcate, a eşuat, deoarece nu a existat un scuturător corespunzător. Pentru evitarea punerii în pericol a puţului din cauza metanului, nu au putut fi introduse decît scuturătoare cu aer comprimat care aveau un număr de oscilaţii mult prea mic. Pentru îndesarea prin scormonire nu au fost oameni suficienţi, şi deja betonul era prea vîscos. De altfel, rezistenţa obţinută prin simpla cădere a fost suficientă pentru umplerea golurilor. Deoarece însă densitatea şi rezistenţa sînt influenţate în mod hotărîtor printr-o bună îndesare, se poate sconta pe rezultate şi mai bune ca cele obţinute la mina Hain.

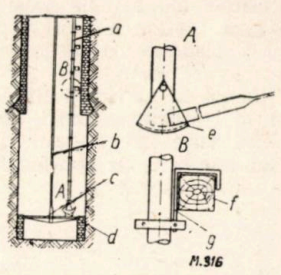


Fig. 5. Reprezentarea schematică a conductei de turnare a betonului:
a — conducta betonului ; *b* — cablul platformei mobile ; *c* — platforma mobilă ; *d* — vas de amestecare ; *e* — închiderea conductei ; *f* — moază ; *g* — scoabă ptntru atîrnarea conductei.

La lucrările de la Hain a fost constatat un grad de îndesare la beton de numai 85%. Părerea creată că se poate obţine o îndesare suficientă prin viteza de cădere a betonului trebuie să fie consilerată deci falsă. Pentru stabilirea rezistenţei au fost luate probe conform normelor înainte şi după turnare şi supuse ace-

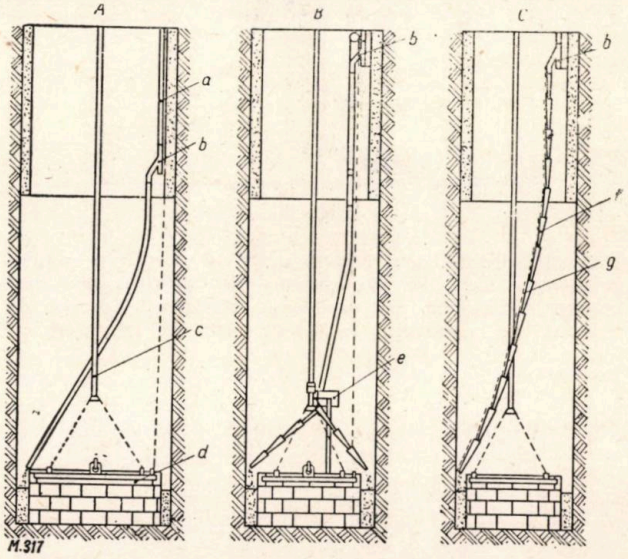


Fig. 6. Reprezentarea schematică a posibilităţilor de distribuire a betonului :
A — distribuirea betonului cu furtunul de cauciuc ; *B* — distribuirea betonului cu ajutorul unei staţii intermediare ; *C* — repartizarea betonului cu ajutorul unor ţevi conice scurte ; *a* — conducta betonului ; *b* — conducta-pantalon ; *c* — cablul platformei mobile ; *d* — platforma mobilă ; *e* — staţie intermediară pentru beton ; *f* — ţevi conice de distribuirea betonului ; *g* — asigurarea conductei cu cablu.

luiaşi tratament. S-a constatat că sub premise egale probele de la zi şi cele subterane au avut rezistenţe care au diferit cu circa 15% între ele, iar probele subterane în parte au fost chiar mai bune.

Conductele şi uzura lor

Se pot utiliza ţevi cu un diametru de 100—150 mm cu îmbinarea cu flanşe. Pentru ca ţevile să poată fi introduse cît mai lungi, au fost montate în conducte aproape exclusiv ţevi de înaltă presiune (40 at) cu grosimea mai mare a pereţilor. Uzura ţevilor a avut loc după grija cu care flanşele au fost sudate, după grija depusă în montarea verticală a lor şi metoda de turnare. Este clar că la betonul turnat în cantităţi limitate uzura este mai mare ca la cantităţile mari, la care numai o parte a betonului vine în contact cu peretele ţevii. Metodele care au micşorat în conductă viteza de cădere a betonului au micşorat şi uzura. Cu toate că la mina Hain ţevile nu au fost montate vertical şi flanşele în parte au fost sudate oblic faţă de ax, s-au putut turna pînă la schimbarea unor ţevi izolate 1279 m^3 beton la circa 550 m adîncime. Pentru turnarea betonului la adîncimi mai mari sînt necesare ţevi speciale cu pereţi deosebit de groşi.

Randamente

Pînă în prezent nu a fost folosit atît de mult beton cît ar fi putut fi turnat prin ţevi la locul de turnare. Se apreciază că în caz normal s-ar putea turna printr-o conductă de 150 mm 30 m^3 beton pe oră la 1200 m adîncime. Faţă de zidirea unui puţ introducerea mecanizată a susţinerii cu beton aduce o economie importantă. La aceasta se mai adaugă folosirea mai raţională a utilajului de adîncire, precum şi mărirea productivităţii muncii.

Dispozitiv pentru determinarea locului minerilor blocaţi în subteran în urma unei surpări

Revista „Schlägel und Eisen" în nr. 4/1961 prezintă descrierea unui dispozitiv pentru stabilirea locului unde se găsesc mineri blocaţi în subteran prin accidente miniere ; el se bazează pe utilizarea de emanatori de radiaţii purtaţi de minieri sau plasaţi la anumite distanţe în lucrările miniere, locul lor fiind determinat topografic. Cu ajutorul acestui dispozitiv se exclud concepţiile greşite ale lucrărilor de salvare, astfel încît echipa de salvare poate fi îndreptată cu precizie către minerii blocaţi. Conform

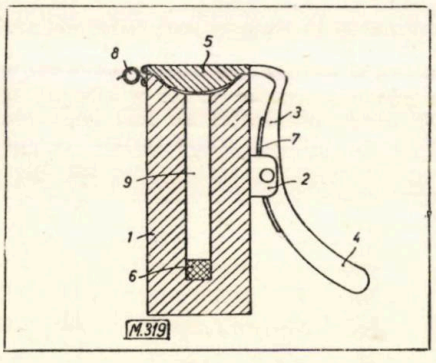


Fig. 1

invenţiei dispozitivul constă dintr-un recipient pentru primirea substanţei emanatoare de radiaţii, protejaţi contra radiaţiilor de un capac menţinut în poziţie închisă, de exemplu printr-un arc, şi plombat în această poziţie ; după distrugerea plumbului el poate fi mînuit după necesităţi, dînd la deschidere libertate radiaţiei. Prin această construcţie a aparatului minerul este apărat de radiaţiile vătămătoare ; la nefolosire, precum şi atunci cînd — prin pierderea cunoştinţei — minerul îşi pierde stăpînirea asupra aparatului, recipientul se închide deoarece capacul aflat sub presiunea arcului se închide din nou, în mod automat. Prin mînuirea capacului într-un anumit ritm, minerul poate emite semnale, conform unui cod dinainte stabilit. Emiterea semnalelor se poate face şi prin schimbarea direcţiei aparatului sau prin combinarea acestor două metode. Preparatul care emite radiaţii este astfel ales încît la o distanţă minimă de radiaţie intensitatea radiaţiei să nu fie atît de puternică încît o radiaţie întîmplătoare de scurtă durată să fie dăunătoare unui alt lucrător blocat. Ca substanţă pentru emanare de radiaţii se poate utiliza spre exemplu ^{60}Co, care radiază la circa 80—100 m, în funcţie de felul rocilor din masiv.

În figura 1, *1* indică un recipient din plumb, la care cu ajutorul unei balamale *2* şi al unei pîrghii de manevră *3* cu mîner *4* este fixat un capac *5*. În interiorul recipientului se găseşte substanţa emiţătoare de radiaţii *6*. Capacul *5* este permanent menţinut închis de către arcul *7*, care acţionează pe pîrghia *3*, *4*. După distrugerea plumbului *8*, capacul *5* poate fi deschis prin apăsare pe mînerul *4*, prin care radiaţia substanţei emiţătoare devine liberă. Spaţiul liber *9* poate fi protejat contra murdăririi prin foiţe subţiri metalice sau printr-o umplutură dintr-un material permeabil la radiaţii.

Prof. dr. I. N. PLAXIN — figură proeminentă în domeniul preparării substanţelor minerale utile şi al hidrometalurgiei

Prof. ing. GH. A. VANCI

În luna octombrie a acestui an, eminentul savant sovietic prof. dr. Igor Nicolaevici Plaxin, membru corespondent al Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S., a împlinit vîrsta de 61 ani. Este pentru noi un prilej fericit şi în acelaşi timp o datorie să amintim cititorilor acestei reviste — muncitori, tehnicieni, ingineri şi oameni de ştiinţă din industria minieră şi metalurgică — personalitatea deosebită a acestui remarcabil om de ştiinţă, cunoscut şi apreciat pentru prodigioasa sa activitate şi realizările obţinute în domeniul preparării substanţelor minerale utile şi al hidrometalurgiei.

După terminarea studiilor universitare, în anul 1926, la Universitatea din Extremul Orient, el este numit, în anul 1930, profesor la Institutul de metale neferoase „Kalinin" din Moscova, unde, prin neîntrerupta sa activitate pedagogică desfăşurată timp de peste 30 de ani, a format numeroase şi valoroase cadre de ingineri în domeniul preparării şi al metalurgiei metalelor rare şi preţioase şi a pregătit peste 40 de candidaţi şi opt doctori în ştiinţe tehnice. Deosebit de cursurile atractiv expuse şi de un înalt nivel ştiinţific, I. N. Plaxin s-a remarcat pe linie pedagogică şi prin publicarea a numeroase tratate privitoare la metalurgia metalelor rare şi preţioase, hidrometalurgie, docimazie, flotaţie, utilajele uzinelor de preparare etc., care au îmbogăţit literatura de specialitate cu un material deosebit de preţios, atît pentru studenţi cît şi pentru inginerii şi tehnicienii din industrie şi din institutele de cercetări şi de proiectări. Scrise într-un stil clar şi îmbinînd noţiunile ştiinţifice şi teoretice cu practica, tratatele lui I. N. Plaxin s-au bucurat de o unanimă apreciere, atît în U.R.S.S. — unde tratatul de hidrometalurgie a fost distins, în anul 1949, cu Premiul de Stat, — cît şi în ţara noastră unde lucrările sale se găsesc în biblioteca fiecărui inginer metalurgist sau preparator.

Paralel cu activitatea sa didactică, I. N. Plaxin a desfăşurat o excepţională activitate pe linia cercetărilor ştiinţifice, fiind ales, în 1946, membru corespondent al Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S. Desfăşurîndu-şi cercetările atît în cadrul laboratoarelor Institutului „Kalinin" cît şi în cadrul Institutului de mine al Academiei de Ştiinţe — al cărui director adjunct este şi în prezent — prof. I. N. Plaxin a adus o contribuţie ştiinţifică deosebit de importantă la rezolvarea unor probleme din domeniul flotaţiei, al concentraţiei gravitaţionale şi al hidrometalurgiei metalelor preţioase şi rare, care au făcut obiectul a peste 300 de studii publicate şi a numeroase comunicări făcute în cadrul Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S. şi la diferite congrese internaţionale, unde prof. I. N. Plaxin a reprezentat cu prestigiu ştiinţa sovietică.

Dintre numeroasele probleme actuale rezolvate de I. N. Plaxin în domeniul preparării minereurilor, menţionăm doar cercetările sale în domeniul flotaţiei, privind rolul oxigenului la fixarea colectorilor pe suprafaţa mineralelor — lucrări remarcabile care au contribuit în mod esenţial la lămurirea unor fenomene de bază ale flotaţiei — studiul cu ajutorul izotopilor radioactivi al naturii peliculelor de reactivi adsorbanţi — care au permis explicarea ştiinţifică a acţiunii diferiţilor reactivi în procesele de flotaţie diferenţială — lucrările sale şi ale colaboratorilor săi privitoare la separarea gravitaţională şi centrifugală a substanţelor minerale fine — care au deschis drumuri noi în valorificarea raţională a acestora, etc. Deosebit de importante sînt cercetările sale în domeniul hidrometalurgiei metalelor preţioase şi rare — domeniu în care şi-a concentrat în ultimul timp activitatea sa ştiinţifică. Dintre acestea subliniem rezultatele excepţionale obţinute în problema intensificării procesului de leşiere sub presiune a metalelor preţioase şi folosirii hiposulfiţilor şi tioureii ca solvenţi pentru aceste metale, sau cele privind regenerarea soluţiilor de cianură şi extragerea aurului din soluţii cu ajutorul schimbătorilor de ioni etc.

Este de reţinut faptul că I. N. Plaxin nu s-a mărginit la studierea şi aprofundarea aspectelor pur ştiinţifice şi teoretice ale problemelor atacate, ci a căutat să le dea şi o rezolvare practică, prin introducerea lor în procesele tehnologice industriale. Datorită acestei preocupări permanente de îmbinare a teoriei cu practica, a ştiinţei cu tehnica, şi a întăririi sudurii dintre domeniul hidrometalurgiei şi cel al preparării mecanice a minereurilor, I. N. Plaxin a adus o contribuţie deosebită la rezolvarea unor importante probleme industriale privind valorificarea raţională a substanţelor minerale utile. Menţionăm aplicarea la combinatul metalurgic din Balhaş a studiilor sale, în legătură cu valorificarea minereurilor molibdenice oxidate sau a celor privind introducerea unor reactivi speciali în valorificarea cărbunilor din Karaganda, introducerea schimbătorilor de ioni în uzinele de cianurare, valorificarea metalelor rare prin procedee mixte etc.

Pentru deosebitele sale merite didactice şi ştiinţifice, I. N. Plaxin a fost decorat cu Ordinul Lenin, cu Ordinul Steagul Roşu al Muncii şi cu diferite medalii şi a fost distins în două rînduri cu Premiul de Stat.

Cu ocazia împlinirii vîrstei de 61 de ani, urăm din toată inima prof. I. N. Plaxin — a cărui viaţă şi activitate rodnică constituie un exemplu viu de muncă închinată patriei, ştiinţei şi progresului — viaţă lungă şi noi succese în muncă.

Utilaje de preparare şi hidrometalurgice la Expoziţia naţională franceză de la Moscova

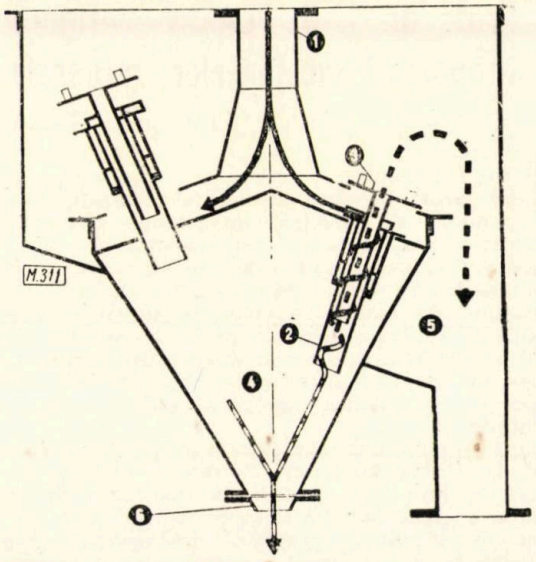
(15 august — 15 septembrie 1961)

La Expoziţia naţională franceză organizată la Moscova între 15 august şi 15 septembrie a.c., au fost expuse în cadrul pavilionului industrial o serie de utilaje pentru preparare şi metalurgie. În pavilionul enorm, pus la dispoziţia industriaşilor francezi de către guvernul sovietic, n-au fost uşor de găsit utilajele destinate preparării minereurilor. Aceasta, în primul rînd, datorită faptului că expoziţia nu era sis-

tematizată pe probleme, ci fiecărei firme îi era alocată o anumită suprafață, astfel încît utilajele destinate preparării se puteau întîlni alături de mașini rutiere, agricole sau miniere, în funcție de felul produselor firmei respective și de locul ce-i fusese rezervat în cadrul pavilionului. Trebuie de asemenea remarcat că, în ceea ce privește sortimentul și volumul utilajelor destinate preparării substanțelor minerale utile, ele au fost prezentate într-o măsură mult mai mică în cadrul expoziției decît utilajele de altă natură. Totuși, unele exponate pot interesa pe specialiștii romîni — minieri, preparatori și metalurgiști. De asemenea, în dezvoltarea industriei noastre prelucrătoare se poate ține seamă și de unele realizări ale industriei franceze. Interesul pe care exponatele respective l-au stîrnit printre specialiștii sovietici constituie o mărturie a valorii lor.

Printre aparatele de concasare, firma Dragon a prezentat concasorul cu fălci tip MPR 75 destinat sfărîmării feroaliajelor și granulării acestora pentru obținerea mediilor dense. Productivitatea acestui concasor este de 5—6 t/h ferocrom. Blocurile de ferocrom intră în concasor cu dimensiunile de 180×250×350 mm și greutate maximă 120 kg fiind sfărîmate în bucăți de pînă la 20 kg. Concasorul este acționat cu ajutorul a două motoare de cîte 40 kW. Mișcarea este transmisă, cu ajutorul unei curele trapezoidale, de la motoare la cei doi volanți ai concasorului. Greutatea concasorului este de 35 t, adică de cca. trei ori mai mare decît greutatea unui concasor simplu avînd aceeași deschidere (600×220 mm). Un alt concasor de același tip, dar mai mic — MPR 50 — cu două motoare a cîte 25 kW și greutatea de 14 t poate fi folosit pentru sfărîmarea secundară.

Un interesant aparat pentru prepararea cărbunilor în medii dense a fost prezentat de firma PIC Fontainebleau ; aparatul denumit turpenson are forma unui con așezat cu vîrful în jos (vezi fig.), în interiorul căruia se găsesc — plasate strict simetric față de axa conului — două pînă la opt tuburi paralele. Aparatul este destinat preparării prin centrifugare în medii dense a cărbunelui granulat greu preparabil sau a produselor intermediare de la mașinile de zetaj. Funcționarea aparatului poate fi urmărită în figură. Amestecul de mediu dens și cărbune intră prin intermediul conductei de alimentare *1* în tuburile de preparare *2* și ajunge în cîmpul forței centrifuge. Datorită acesteia, amestecul intrat se divizează în funcție de greutate : fracțiunea grea se scurge de-a lungul pereților tubului **2** ajungînd în vana **4** în timp ce fracțiunea ușoară se adună în centrul tubului **2** ; fiind împinsă în sus prin tubul central **3** ajunge în jgheabul colector **5**. Gabaritele mici, mobilitatea, consumul redus de energie electrică constituie, conform indicațiilor firmei, avantajele prezentate de această mașină. Productivitatea unui turpenson poate atinge 80 t/h cărbune la granulația — 10 mm.



Dintre utilajele folosite în hidrometalurgie, firma Filtres Philippe a prezentat un filtru mobil, demontabil, care poate fi utilizat fie pentru separarea concentratelor chimice, fie pentru limpezirea soluțiilor. Caracteristic pentru aceste filtre tip CCV este faptul că plăcile filtrante pot fi realizate fie din rame și pînză textilă, fie din pînză metalică, în funcție de caracterul tulburelii.

S. TĂTARU

E 1433

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1983

Tematica „Revistei Minelor" pe anul 1962

Dezvoltarea mineritului din țara noastră necesită continua ridicare a nivelului tehnico-științific al cadrelor.

Ridicîndu-și nivelul tehnico-științific, inginerii și tehnicienii minieri vor putea să realizeze o mai bună organizare a procesului de producție, să introducă metode înaintate în muncă, să folosească din plin capacitățile utilajelor existente, să introducă cu succes tehnica nouă și să obțină astfel indici tehnico-economici mai ridicați, contribuind astfel la realizarea și depășirea sarcinilor planului șesenal și prin aceasta, la întărirea economică și politică a patriei noastre, pe linia trasată de Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R.

În acțiunea de ridicare a nivelului tehnico-științific al inginerilor și tehnicienilor din sectorul minier, „Revista Minelor" are un rol important, ea trebuind să devină un organ viu și mobilizator de informație tehnică și științifică a maselor de ingineri și tehnicieni minieri asupra problemelor celor mai actuale ale sectorului, asupra realizărilor obținute, promovînd în mod susținut tot ceea ce este nou și progresist în domeniul minier.

„Revista Minelor" va trebui să oglindească activitatea secțiilor din cadrul filialelor și a cercurilor ASIT și să devină o tribună de discuții critice asupra problemelor tehnice actuale ale producției.

Tematica „Revistei Minelor" pe anul 1962 urmărește toate aceste obiective. Cititorii revistei sînt rugați să-i vină în ajutor, prin trimiterea spre publicare a materialelor (articole, note, informații) în cadrul tematicii.

În domeniul geologiei

— Condiții de exploatare economică a zăcămintelor de minereuri, cărbuni și roci utile.

— Despre precizia parametrilor care stau la baza calculului de rezerve a substanțelor minerale utile.

— Eficiența forajelor subterane în zăcămintele metalifere.

— Gradul de asigurare cu rezerve de minereu în vederea unei exploatări raționale.

— Economicitatea cercetării zăcămintelor de substanțe minerale utile, în etape succesive.

— Tehnica nouă în geologie.

— Studiul provinciilor metalogenetice din R.P.R. în cadrul spațiului Carpato-Balcanic.

— Perspectivele de dezvoltare a zăcămintelor neferoase din Carpații orientali.

— Perspectivele dezvoltării zăcămintelor în adîncime din provinciile Baia-Mare și Munții Metalici.

— Problema elementelor rare și disperse în zăcămintele de minereuri neferoase din țara noastră.

În domeniul automatizării

A. Transport

Transportul pe verticală :

— mașini de extracție ;

— instalațiile de deservire la rampe.

Transportul pe orizontală în subteran :

— centralizarea și automatizarea sistemelor de transport cu transportoare continue ;

— centralizarea și automatizarea circulației și a semnalizărilor locomotivelor electrice.

La suprafață :

— centralizarea și automatizarea transportului în stațiile de sortare și însilozare ;

— analiza economică a metodelor de transport cu funicular, auto, c.f.i. și alte mijloace, pentru minereuri.

B. Stații de compresoare și pompe de apă

— Automatizarea pornirii și opririi compresoarelor și pompelor.

C. Uzine de preparare

— Centralizarea și automatizarea complexă a procesului tehnologic cuprinzînd transportul materialului, prepararea, evacuarea sterilului etc.

În domeniul mecanizării

— Documentații asupra utilajelor miniere noi, de mare productivitate, avantajele lor, rezultatele obținute în alte țări, posibilități de aplicare la condițiile noastre și efectele economice scontate.

— Prezentări privind comportarea în exploatare a utilajelor fabricate în țară, critică, propuneri de îmbunătățire.

— Noi realizări în mecanizarea minelor de cărbuni și de minereuri și eficiența lor economică.

În domeniul săpării lucrărilor miniere

— Studii privind aplicarea în industria noastră minieră a metodelor moderne de perforare și împușcare și rezultatele obținute.

— Studiul factorilor care determină condițiile economice de înaintare a lucrărilor miniere (viteză de săpare, gradul de mecanizare, condițiile de aeraj, secțiunea de săpare etc.).

În domeniul susținerii

— Studii privind metode de dirijare a acoperișului.

— Studii privind experimentarea mijloacelor moderne de susținere în abataj și galerii (susținerea metalică, prefabricate etc.) cu aplicarea la condițiile specifice exploatărilor miniere din țara noastră, indicii tehnico-economici respectivi și rezultatele obținute.

În domeniul mecanicii miniere

— Studii privind introducerea în minele noastre a ventilatoarelor cu randament ridicat, atît prin îmbunătățirea ventilatoarelor de tip centrifugal cît și prin introducerea ventilatoarelor de tip axial.

— Raționalizarea rețelelor de aer comprimat.

— Studii privind tipurile raționale de compresoare de aer pentru stații de mare capacitate.

— Eficacitatea economică a recomprimării aerului în exploatări cu rețele de distribuție de mare întindere.

În domeniul electrotehnicii

— Studii privind îmbunătățirea distribuției energiei electrice la exploatările miniere.

— Rezultatele obținute prin extinderea electrificării minelor.

În domeniul metodelor de exploatare

— Studii privind dimensionarea optimă a cîmpurilor miniere.

— Rezultatele introducerii metodelor de exploatare cu abataj frontal cu utilaje noi pentru mecanizare.

— Studii privind introducerea metodelor de exploatare cu înaltă productivitate a muncii în sectorul minereurilor.

— Studii asupra problemei degazării stratelor în minele de cărburi, cu emanații puternice de metan și a combaterii erupțiilor de cărbune și gaze.

În domeniul preparării

— Ameliorarea indicilor tehnico-economici la flotația diferitelor substanțe minerale din R.P.R. prin mărirea productivității mașinilor, îmbunătățiriea procedeului tehnologic, micșorarea consumurilor specifice etc.

— Prepararea prin metode speciale a minereurilor foarte fin concrescute sau în general, greu preparabile, pentru a crea noi posibilități de valorificare a minereurilor nevalorificate pînă în prezent din cauza imposibilității de a separa elementele utile prin procedeele clasice.

— Studii pentru perfecționarea proceselor de sfărîmare și măcinare.

— Studii asupra principalilor parametri care intervin în metoda de concentrare cu medii dense, în vederea stabilirii condițiilor optime de aplicare a acestei metode la prepararea unor substanțe minerale utile din R.P.R.

— Studii pentru extinderea aplicării concentrării magnetice la minereuri foarte fin concrescute.

— Studii teoretice și experimentale în scopul determinării posibilităților de preparare a sărurilor de potasiu.

— Căile pentru crearea posibilităților de valorificare superioară a unor substanțe minerale nemetalifere din R.P.R.

— Îmbunătățirea controlului și aprecierii rezultatelor proceselor tehnologice la uzinele de preparare prin aplicarea unor metode moderne (ale statisticii matematicii etc.).

— Studii economice comparative cu privire la raportul optim între extracția și conținutul concentratelor.

În domeniul proiectărilor miniere

— Probleme de proiectare rațională și economică a lucrărilor miniere, a instalațiilor de preparare și a utilajelor.

— Probleme în legătură cu proiectarea noilor mine din bazinul Olteniei.

— Aspecte noi în proiectarea minelor metalifere.

În domeniul economiei și organizării miniere

— Problema limitei de rentabilitate (conținutului-limită) în exploatările miniere.

— Eficiența economică a introducerii tehnicii noi în industria minieră.

— Metode înaintate ale organizării procesului de producție.

— Eficiența economică a lucrărilor geologice pentru găsirea, determinarea și promovarea rezervelor de substanțe minerale utile.

— Efectele economice ale extinderii și generalizării folosirii tehnicii și metodelor noi de deschidere și exploatare, cum ar fi : rezolvarea, extinderea și generalizarea susținerii metalice în abataje și mecanizarea complexă a acestora, în special la lignit, comparativ la diferite viteze de avansare și cu influența în prețul de cost pe mină ; generalizarea susținerii metalice a lucrărilor miniere de deschidere și pregătire, separat și conjugată cu efectele mecanizării tăierii ; susținerea cu inele de bolțari a lucrărilor miniere de deschidere și separat de pregătire pentru înlocuirea lemnului de mină sau pentru a stăpîni, în unele cazuri, presiunile mari.

— Exploatarea lignitilor sub nivelul hidrostatic, prin trecerea lucrărilor miniere prin zone cu nisipuri acvifere sub presiune și prin lucrări de asecare.

— Metode și efectele economice ale valorificării superioare a cărbunilor prin spălare cu creșterea recuperării din brut, prin deshidratare, brichetare etc.

— Influența economică a lucrărilor de pregătire și a operațiilor auxiliare miniere (regia subterană și de suprafață) în perioada de la punerea în producție a unei unități noi pînă la atingerea capacității proiectate.

— Limita de eficiență economică a unei unități miniere noi, determinarea capacității optime a minelor și parametrii necesari pentru calcularea acestei capacități.

— Problema amortizărilor, necesitatea reconsiderării metodologiei actuale ; influența regimului actual de amortizare asupra prețului de cost, în perioada de la punerea în producție a unei unități noi pînă la atingerea capacității proiectate.

— Necesitatea reconsiderării la specificul ramurii, a metodologiei de calcul, evidență, analiză, planificare și raportare pe diferite trepte, a indicilor tehnico-economici în vederea asigurării unei măsuri cît mai corecte și operative a rezultatelor și a nivelului atins, inclusiv asigurarea comparabilității nivelului tehnico-economic de la o perioadă la alta și între diferite unități și bazine.

— Eficiența economică a investițiilor în industria minieră ; clasificarea investițiilor, definiția și diferențierea lucrărilor miniere de deschidere de cele de pregătire ; investiții pentru crearea de capacități și pentru menținerea capacității.

— Aspectele economice ale salarizării în minerit ; influența salariilor în prețul de cost pe diferite trepte de realizare a planului și de creștere a productivității muncii pe fazele procesului de producție.

— Valorificarea complexă a minereurilor neferoase (inclusiv elementele rare și disperse însoțitoare) și eficiența ei economică.

— Eficiența aplicării normelor cu motivare tehnică în minerit : influența acestor norme asupra creșterii productivității muncii și scăderii prețului de cost.

— Valorificarea complexă a piritelor și în deosebi a piritelor aurifere sărace.

În domeniul tehnicii securității și protecției muncii

— Rezultatele folosirii noilor tipuri de explozivi antigrizutoși.

— Metode pentru prevenirea și combaterea focurilor subterane.

— Rezultatele aplicării diferitelor mijloace de combatere a prafului ; eficiența aplicării sistemului de captare a prafului pe cale uscată.

Index bibliografic

A

Andronescu A. ş.a.: Consideraţii privind metalogeneza filonului Firizan (Ilba), *2*, p. 62—72.

Andronescu A. ş.a.: Noi apariţii de scheelit în mineralizările complexe de la Ţibleş-Măgura Neagră, *10*, p. 464—467.

Anton Petre: Creşterea rentabilităţii minelor metalifere prin organizarea raţională a aerajului, *9*, p. 385—389.

Antonier M. ş.a.: Analiza spectrului energetic al radiaţiilor gamma provocate în sonde, *6*, p. 276—279.

B

Babeş Al.: Metodica de probare a zăcămintelor de sodiu, de potasiu şi magneziu din R.P.R., *11*, p. 499.

Bacîru P.: Cîteva cazuri de radioactivitate naturală foarte crescută a unor strate de cărbuni din Valea Jiului, *10*, p. 448—452.

Bacu A.: Solicitările şi comportarea cuplelor de vagoneţi, *11*, p. 504—507.

Barbu I. ş.a.: Cox din cărbuni necoxificabili (nota VI-a) coxificarea brichetelor în şarjă „mixtă", *7*, p. 315—317.

Bădescu I. ş.a.: Consideraţii privind metalogeneza filonului Firizan (Ilba), *2*, p. 62—72.

Băltăreţu R. ş.a.: Situaţia degajărilor de gaze la minele din R.P.R., *4*, p. 159—167.

Băltăreţu R. ş.a.: Aplicarea metodelor moderne în lupta cu focurile în minele din Valea Jiului, *6*, p. 266—270.

Beraru A.: Aplicarea tehnicii noi în lucrările miniere de deschidere, *8*, p. 371—376.

Benedek P. ş.a.: Aspecte ale tehnicii noi în domeniul combaterii prafului silicogen la lucrările miniere, *12*, p. 525—535.

Boico I. A. ş.a.: Principalele direcţii tehnice şi normele tehnologice de proiectare a minelor de cărbuni, *1*, p. 3—8.

Bumbăcescu S. ş.a.: Analiza gazelor de ardere de la locomotivele Diesel, *2*, p. 73—76.

Bumbu V.: Viteza optimă pentru instalaţiile de extracţie compensate acţionate cu motor asincron, *1*, p. 18—24.

Bumbu V.: Viteza şi sarcina utilă optimă pentru instalaţiile de extracţie necompensate, acţionate cu motor asincron, *6*, p. 241—247.

Bumbu V.: Contribuţii la perfecţionarea acţionării instalaţiilor de extracţie miniere, *11*, p. 477, *12*, p. 536.

Butoi I.: Susţinerea cu ancore a galeriilor pe stratul 7 regiunea de vest, la exploatarea minieră Anina, *7*, p. 312—314.

C

Coiculescu M. ş.a.: Consideraţii asupra prăfuirii şi mijloacelor tehnice de combatere a acesteia în minele din R.P.R., *3*, p. 119—124.

Corciovei E. ş.a.: Cocs din cărbuni necocsificabili (nota VI-a) — cocsificarea brichetelor în şarjă „mixtă", *7*, p. 315—317.

Corpade Al. ş.a.: Combaterea diluării la exploatarea filoanelor de minereuri complexe, *5*, p. 207—215.

Corpade Al. ş.a.: Cîteva probleme actuale ale aplicării mecanizării la minele din bazinul Baia-Mare, *6*, p. 262—265.

Cristovici N. ş.a.: Cercetări privind introducerea hidrocicloanelor ca aparate de clasare în circuitele de măcinare din instalaţia de preparare de la Săsar, *9*, p. 402—408.

D

Dărăbănţ Al. ş.a.: Studiul comparativ asupra unor perforatoare fabricate în ţară şi străinătate, *7*, p. 297—303.

Diaconu Fl. ş.a.: Contribuţie la cunoaşterea genezei mineralizaţiei din Valea Blaznei, *6*, p. 253—258.

Dima S. ş.a.: Posibilităţi de valorificare a serpentinelor din Banatul de sud prin prepararea mecanică, *7*, p. 304—311.

Dimitrescu R.: Provincii şi epoci metalogenetice în R.P.R., *6*, p. 258—262.

Dimoftache I. ş.a.: Analiza gazelor de ardere de la locomotivele Diesel, *2*, p. 73—76.

Dimoftache D. ş.a.: Situaţia degajărilor de gaze la minele din R.P.R., *4*, p. 159—167.

Dobrescu L. ş.a.: Posibilităţile de valorificare a serpentinelor din Banatul de sud prin prepararea mecanică, *7*, p. 304—311.

Domide E.: Transmiterea sistemului de referinţă în subteran printr-un singur puţ cu racordare prin aliniere, *4*, p. 173—181.

Drăgănescu I.: Cercetarea condiţiilor hidrogeologice ale zăcămintelor de minereuri de fier de tip Palazu-Mare, *8*, p. 357—363.

Dula A.: O erupţie de borchiş de proporţii mari, *10*, p. 453—463.

Duma N. ş.a.: Consideraţii privind metalogeneza filonului Firizan (Ilba), *2*, p. 62—72.

Dumitrescu D. ş.a.: Metilizobutilcarbinolul, reactiv colector spumant pentru flotarea cărbunelui, *6*, p. 271—275.

Dumitrescu V.: Criterii pentru urmărirea şi scăderea preţului de cost la forajul cu sondeze pentru minereuri, *11*, p. 493—498.

E

Enache M.: Amortizările în industria carboniferă — Despre unele aspecte economice şi de metodologie, în perioada actuală şi în perioadele în perspectivă, *1*, p. 9—18.

F

Faur V. ş.a.: Funcţionarea unui iaz de decantare pentru depozitarea sterilului şi limpezirea apei de la o instalaţie de preparare, *7*, p. 318—320.

G

Gorbaciov F. T.: Unele probleme cu privire la exploatarea zăcămintelor de cărbuni din Kusbas, *4*, p. 147—158.

Gramovschi I. ş.a.: Realizări şi perspective de lărgire a sortimentelor şi posibilităţile pentru fabricarea de alte utilaje miniere în viitor la UMMUM, *5*, p. 205—206.

Grigore I.: Contribuţii la dezvoltarea bazei materiale a minereurilor de fier, *7*, p. 287—290.

Gurău A.: Despre importanţa fisurilor de sprijin în studiile microtectonice ale zăcămintelor, *2*, p. 51—62.

H

Herța I. ș.a.: Considerații asupra prăfuirii și mijloacelor tehnice de combatere a acesteia în minele din R.P.R., *3*, p. 119—124.

Herța N.: Diagrama Mayer, 10, p. 439—446.

Hoepfner V.: Acționarea rațională a transportoarelor cu două tobe de la același motor electric, *5*, p. 219—229.

I

Ionescu D. ș.a.: Situația degajărilor de gaze la minele din R.P.R., *4*, p. 159—167.

Ionescu Fl.: Prospecțiuni geofizice complexe pentru minereuri de fier, *9*, p. 389—391.

Ionescu M. ș.a.: Progrese obținute în R.P.R. în domeniul sintezei reactivilor pentru prepararea minereurilor, *10*, p. 433—439.

J

Jude A. ș.a.: Considerații cu privire la problema valorificării complexe a piritelor și minereurilor piritoase, *1*, p. 25—30.

Jude A. ș.a.: Concluzii tehnice, organizatorice și economice din practica săpării lucrărilor miniere de deschidere și pregătire, *3*, p. 108—118.

Jude A. ș.a.: Combaterea diluării la exploatarea filoanelor de minereuri complexe, *5*, p. 207—215.

Jurca C.: Susținerea galeriilor și a planurilor înclinate în inele de bolțari la minele de lignit ale Trustului minier Muntenia, *8*, p. 364—370.

Jurca G. ș.a.: Funcționarea unui iaz de decantare pentru depozitarea sterilului și limpezirea apei de la o instalație de preparare, *7*, 318—320.

K

Keminger P.: Funcționarea morilor cu bile sau cu bare la turații supracritice, *9*, p. 382—402.

Kim Zin Ghi ș.a.: Studiul mișcării terenurilor acoperitoare sub influența exploatării subterane din bazinul Cîmpulung-Muscel, *11*, p. 482, *12*, p. 544.

Kisling M.: Contribuții la cunoașterea genezei mineralizației din Valea Blaznei, *6*, p. 253—258.

Kiss G.: Probleme topografice legate de construcția schemelor de aeraj, *8*, p. 351—356.

Kuznețov K. K. ș.a.: Principalele direcții tehnice și normele tehnologice de proiectare a minelor de cărbuni, *1*, p. 3—8.

L

Legrand I.: Noi utilaje miniere și preocuparea pentru îmbunătățirea calității produselor, *5*, p. 201—204.

Leonte M.: Sondeza BSK—3 pentru foraj în roci dure și foarte dure, *4*, p. 182—183.

Lețu N. ș.a.: Studiul comparativ asupra unor perforatoare fabricate în țară și străinătate, *7*, 297—303.

Li Iu Huan ș.a.: Studiul mișcării terenurilor acoperitoare sub influența exploatării subterane din bazinul Cîmpulung-Muscel, *11*, p. 482, *12*, p. 544.

Luca Al. M.: Cu privire la unitățile utilizate în normarea tehnică a muncii, *6*, p. 247—253.

M

Macovei O. ș.a.: Considerații asupra prăfuirii și mijloacelor tehnice de combatere a acesteia în minele din R.P.R., *3*, p. 119—124.

Marian I.: Mecanizarea în exploatările miniere carbonifere din R.P.R., *9*, p. 409—424.

Marian P. ș.a.: Studiul comparativ asupra unor perforatoare fabricate în țară și străinătate, *7*, p. 297—303.

Marinescu I.: Contribuții la studiul geologic al bazinului carbonifer Valea Jiului, *7*, p. 291—296.

Maxim D.: Calculul termic al conductelor de tulbureală, *5*, p. 230—232.

Miclea Al. ș.a.: Aparat pentru verificarea funcționării frînei de siguranță la mașinile de extracție, *5*, p. 216—218.

Munteanu C. ș.a.: Aplicarea metodelor moderne în luptă cu focurile în minele din Valea Jiului, *6*, p. 266—270.

Martiniuc Gh.: Formarea și răspîndirea zăcămintelor sedimentare de fier cu privire specială asupra zăcămintelor din R.P.R., *12*, p. 552—557.

N

Nicolau M.: Experimentări de metode noi de exploatare la I.M. Ghelar, *10*, p. 470—473.

Nicolau M.: Metode noi de exploatare la I. M. Bocșa, 12, p. 558—561.

Nicorescu Gh.: Experimentarea împușcărilor în masă cu întîrziere de milisecundă în cariera Teliuc, *10*, p. 468—470.

Nistorescu Al. ș.a.: Cercetări privind introducerea hidrocicloanelor ca aparate de clasare în circuitele de măcinare din instalația de preparare de la Săsar, *9*, p. 402—408.

Niță S. ș.a.: Considerații asupra prăfuirii și mijloacelor tehnice de combaterea acesteia în minele din R.P.R., *3*, p. 119—124.

O

Olaru Gh. ș.a.: Aparat pentru verificarea funcționării frînei de siguranță la mașinile de extracție, *5*, p. 216—218.

Oprea N. ș.a.: Analiza gazelor de ardere de la locomotivele Diesel, *2*, p. 73—76.

P

Panaitescu Al: Considerații asupra extracției pe puțurile oarbe, *8*, p. 346—350.

Pandelescu C. ș.a.: Stadiul actual al preparării minereurilor, *3*, p. 125—132.

Pascalide Gh. ș.a.: Metilizobutilcarbinolul, reactiv colector spumant pentru flotarea cărbunelui, *6*, p. 271—275.

Pascalide Gh. ș.a.: Progrese obținute în R.P.R. în domeniul sintezei reactivilor pentru prepararea minereurilor, *10*, p. 433—439.

Paul E.: Cu privire la eficacitatea podurilor de siguranță orizontale utilizate la adîncimea puțurilor de mină, *2*, p. 77—82.

Pătrașcu M. ș.a.: Considerații asupra prăfuirii și mijloacelor tehnice și combaterea acesteia în minele din R.P.R., *3*, p. 119—124.

Păun A. ș.a.: Cocs din cărbuni necocsificabili (notă VI) — cocsificarea brichetelor în șarjă „mixtă", 7, p. 315—317.

Popescu A.: Apariții de molibden în zăcămîntul cuprifer Deva, *3*, p. 99—107.

Popescu F. G. ș.a.: Considerații cu privire la problema valorificării complexe a piritelor și minereurilor piritoase, *1*, p. 25—30.

Popescu F. G. ș.a.: Concluzii tehnice, organizatorice și economice din practica săpării lucrărilor miniere de deschidere și pregătire, *3*, p. 108—118.

Popescu F. G. ș.a.: Combaterea diluării la exploatarea filoanelor de minereuri complexe, *5*, p. 207—215.

Popescu F. G. ş.a. : Cîteva probleme actuale ale aplicării mecanizării la minele din bazinul Baia-Mare, *6*, p. 262—265.

Popescu F. G. ş.a. : Aspecte ale tehnicii noi în domeniul combaterii prafului silicogen la lucrările miniere, *12*, p. 525—535.

R

Rusin C. : O nouă schemă de tubaj elaborată de ISEM pentru sondele de hidrogeologie minieră, *7*, p. 321—322.

S

Schallenberg J. : Tendinţa nouă în cocsificare, *6*, p. 279—280.

Simeon I. : Trasarea şi executarea curbelor în minele de sare, *10*, p. 474—476.

Socolescu M. : Observaţii asupra metalogenezei şi zonalităţii în provinciile metalogenetice ale Carpaţilor Orientali şi Baia-Mare, *1*, p. 30—37

Socolescu M. ş.a. : Contribuţii la cunoaşterea genezei mineralizaţiei din Valea Blaznei, *6*, p. 253—258.

Spătaru C. ş.a. : Aplicarea metodelor moderne în lupta cu focurile în minele din Valea Jiului, *6*, p. 266—270.

Sufrim M. : Reţeaua generală de legare la pămînt, mijloc principal de protecţie împotriva accidentelor prin electrocutare la instalaţiile electrice de la exploatările miniere de cărbuni, *4*, p. 168—172.

Superceanu C. ş.a. : Noi apariţii de scheelit în mineralizările complexe de la Ţibleş-Măgura Neagră, *10*, p. 464—467.

Şerban A. ş.a. : Apariţii de molibden în zăcămîntul cuprifer Deva, *3*, p. 99—107.

T

Tomuş I. ş.a. : Aplicarea metodelor moderne în lupta cu focurile în minele din Valea Jiului, *6*, p. 266—270.

Törpenyi I. ş.a. : Combaterea diluării la exploatarea filoanelor de minereuri complexe, *5*, p. 207—215.

Trif V. : Realizări şi perspective de lărgire a sortimentelor şi posibilităţile pentru fabricarea de alte utilaje miniere în viitor la UMMUM, *5*, p. 205—206.

V

Vlad P. ş.a. : Consideraţii cu privire la problema valorificării complexe a piritelor şi minereurilor piritoase, *1*, p. 25—30.

Vlad P. ş.a. : Concluzii tehnice, organizatorice şi economice din practica săpării lucrărilor miniere de deschidere şi pregătire, *3*, p. 108—118.

Voinea I. ş.a. : Cocs din cărbuni necocsificabili (Notă VI). Cocsificarea brichetelor în şarjă „mixtă", *7*, p. 315—317.

Voronca Al. ş.a. : Analiza spectrului energetic al radiaţiilor gamma provocate în sonde, *6*, p. 276—279.

Z

Zamfirescu M. ş.a. : Consideraţii asupra prăfuirii şi mijloacelor tehnice de combatere a acesteia în minele din R.P.R., *3*, p. 119—124.

Lexiconul Tehnic Romîn

O lucrare enciclopedică în domeniul tehnicii şi al ştiinţelor ei de bază

Dezvoltarea economiei noastre naţionale, datorită avîntului industriei şi al tehnicii, cere oamenilor muncii să-şi ridice necontenit nivelul profesional, să-şi lărgească continuu sfera de cunoştinţe tehnice, pentru a contribui din plin la creşterea şi perfecţionarea neîntreruptă a producţiei socialiste, pe baza tehnicii celei mai înalte.

Răspunzînd acestei necesităţi şi aplicînd în practică directivele partidului şi guvernului, Editura tehnică a tipărit între anii 1949—1956 prima ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn, elaborat de Asociaţia Ştiinţifică a Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Populară Romînă (ASIT).

La realizarea acestei lucrări au contribuit cîteva sute de colaboratori — academicieni, membri corespondenţi ai Academiei R.P.R., doctori în ştiinţe, cadre universitare dintre cele mai calificate, ingineri şi tehnicieni care activează nemijlocit în aproape toate ramurile industriale, laureaţi ai Premiului de Stat etc.

Lexiconul Tehnic Romîn ediţia I a apărut în şapte volume cuprinzînd 48 763 de termeni directori cu toate subdiviziunile lor şi circa 6 500 figuri.

Apariţia numeroaselor ramuri noi de producţie, dezvoltarea rapidă pe care a luat-o tehnica în ultimii ani şi creşterea numărului celor care folosesc tehnica, cît şi precizările făcute în multe domenii ale terminologiei tehnice de către Academia R.P.R. şi Oficiul de Stat pentru Standarde au dus la publicarea noii elaborări a acestei lucrori.

Noua ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn este elaborată de un colectiv mai lărgit a ASIT.

Concepută în 16 volume, noua elaborare cuprinde un vast material documentar din 70 de discipline de bază şi va prezenta în circa 10 000 de pagini 70 000 de termeni directori şi aproximativ 17 000 de figuri.

În noua lui formă, Lexiconul reflectă nivelul înalt la care s-a ridicat capacitatea de cercetare, de proiectare şi de producţie din ţara noastră, sub impulsul industrializării socialiste a ţării şi al cuceririlor noi, romîneşti şi mondiale, ale ştiinţei.

Noua ediţie a Lexiconului Tehnic Romîn cuprinde o informare tehnică mai amplă, atît în ceea ce priveşte numărul de termeni trataţi cît şi întinderea şi profunzimea fiecărui text explicativ, bazată pe progresul tehnicii şi al ştiinţei. Numărul de discipline s-a mărit, cuprinzînd ramuri noi ca : Pedologia, Televiziunea, Plasticitatea, Fizica atomică nucleară etc.

S-au introdus mulţi termeni noi, ca : Acoperire, Adaos, Metalurgie, Aerofar, Automatizare, Aeromagnetometrie, Bureză, Calculator electronic etc.

S-a realizat o ordonare mai sistematică a materialului şi o unificare a terminologiei tehnice şi ştiinţifice, de comun acord cu lucrările lexicografice ale Academiei R.P.R. şi cu Oficiul de Stat pentru Standarde.

Aspectul grafic al lucrării a fost schimbat. S-a folosit formatul mare Z5—205/265 mm cu un număr mai mare de semne tipografice pe pagină, cu o ilustraţie bogată şi pe hîrtie velină.

Pînă în prezent au apărut primele opt volume ale noii ediţii a Lexiconului Tehnic Romîn, totalizînd 4 947 de pagini, circa 26 974 de termeni directori, 7 742 de termeni secundari explicaţi în text şi 9 606 de figuri.

Următoarele opt volume (vol. IX—XVI) vor apărea în anii 1961—1964, cuprinzînd literele H—Z, iar preţul fiecărui volum va fi de 100 lei.

Noua elaborare a Lexiconului Tehnic Romîn va intra în tezaurul culturii ca un bun social şi va deveni un îndrumător preţios pentru ingineri, tehnicieni, cercetători, cadre didactice, militari, studenţi şi muncitorii cu un nivel mai ridicat.

REVISTA MINELOR

ANUL XII — NR. 12 — DECEMBRIE 1961

СОДЕРЖАНИЕ

Бумбу В.: *Об улучшение привода шахтных подъемных установок.*

В статье анализируется вопрос привода шахтных подъемных установок с двумя асинхронными моторами с разным чпслом оборотов и моментомвращения и привод с двумя моторами, из которых вспомогательный должен постоянного тока с питанием от ртутного выпрямителя. Одновременно вкратце представлена возможность привода от трех моторов. Статья является продолжением работы того же автора, опубликованной в 11 за 1961 год.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 525—535

Л Ю Хоан и Ким Зин Ги, выпусники Петрошанского Горного института им. Георге Георгиу-Деж: *Изучение движения подземных зон почвы бассейна Кымпулунг Мусчел.*

После краткого теоретического изложения вопроса движения кровли авторы представляют способ проведения замеров по определению влияния подземной выработки на движение поверхностных слоев почвы некоторых шахт бансейна Кымпулунг Мусчел Во второй части статьи представлены результаты этих замеров, на основании которых делаелтся выводы о способе введения эксплуатации угля и управления давлением.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 536—544

Попеску Ф, Г. и Бенедек П.: *Аспекты нювой техники в области борьбы с пылью содержащей кремний при выполнении горных работ.*

В статье обобщаются некоторые новые меры и направления международного характера в вопросе борьбЩ с пылью, содержащей кремней на основе обширной специальной литературы.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 544—552

Мартинюк Г.: *Образование и распространение осадочных месторождений железных руд применительно к условиям РНР.*

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 552—558

Николау М.: *Новая система разработки железных руд на роднике горного предприятия Бокша.*

Описывается применяемая система разработки и результаты, полученные при испытании новой системы разработки с магазинированием руды на руднике Окна де Фьер, где был достигнут значительный рост производительности труда.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 558—561

ЗАМЕТКИ,

ХРОНИКА,

АЛФАВИГИНЫЙ ПЕРЕНЕНЬ,

INHALT

Bumbu V.: *Beiträge zur Verbesserung des Antriebs der Förderanlagen.* Im vorliegenden Aufsatz wird die Frage des Antriebs der Fördermaschinen mit zwei Asynchronmotoren mit verschiedener Drehzahl und beweglicher Kupplung und der Antrieb mit zwei Motoren analysiert, von denen der Hilfsmotor mit Gleichstrom aus einem Quecksilbergleichrichter gespeist wird. Gleichzeitig werden kurz auch die Antriebsmöglichkeiten mit drei Motoren dargelegt. Der Aufsatz ist die Fortsetzung des, vom gleichen Verfasser im Heft 11/1961 erschienenen Artikels.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 525—535

Li Iu Hoan und Kim Zin Ghi, Absolventen des Instituts für Bergbau „Gh. Gheorghiu Dej" in Petroşani: *Das Studium der Bodenbewegung unter Tag im Kohlenbecken Cîmpulung Muscel.* Die Verfasser geben eine kurzgefasste theoretische Darlegung des Problems der Verschiebung der Deckschichten und beschreiben die Art und Weise, wie die markscheiderische Messung zur Bestimmung des Einflusses des Abbaus auf die Deckschicht einiger Zechen im Kohlenbecken Cîmpulung Muscel durchgeführt wurden. Im zweiten Teil des Aufsatzes werden die Ergebnisse dieser Messungen dargelegt, auf deren Grundlage Schlüsse auf die Art und Weise gezogen werden, wie der Kohlenabbau und die Ausrichtung der Pressungen gelöst werden müssen.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 536—544

Popescu F. G. und Benedek P: *Aspekte der neuen Technik in der Bekämpfung des kieselsäurehaltigen Staubs.* Der Aufsatz enthält eine kurze Synthese einiger Massnahmen und neuen Tendenzen auf Weltebene in der Frage der Bekämpfung des kieselsäurehaltigen Staubs auf Grund einer reichhaltigen Fachliteratur.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 544—552

Martiniuc Gh.: *Die Entstehung und Verbreitung der sedimentären Einsensttäten unter besonderer Bezugnahme auf die Lagerstätte der RVR.*

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 552—558

Nicolau M.: *Neue Abbauverfahren im Grubenbetrieb Bocşa.* Nach einer kurzen Darlegung der Abbauverfahren dieser Lagerstätte, werden die Ergebnisse angeführt, die durch die Einführung eines neuen Verfahrens der Lagerung der in der Abbauableitung geschittene Erze, im Bergwerke Ocna de Fier erzielt wurden, wo durch die Anwendung dieses Verfahrens, bedeutende Steigerungen der Arbeitsproduktivität erzielt wurden.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 558—561

NOTIZEN

CHRONIK

ALPHABETISCHES STICHWORTVERZEICHNIS

SOMMAIRE

Bumbu, V.: *Contribution au perfectionnement de l'entraînement des installations minières d'extraction.* Dans l'article on analyse le problème de l'entraînement des installations d'extraction par deux moteurs asynchrones à vitesses et couples moteurs différents et de l'entraînement par deux moteurs dont le moteur auxiliaire soit à courrant continu alimenté d'un redresseur à mercure. L'on présente aussi d'une manière succinte la possibilité de l'entraînement par trois moteurs. Cet article fait pendant à l'article paru dans le numéro 11/1961 de notre revue, sous la même signature.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 525—535

Li Iu Hoan et Kim Zin Ghi, diplômés de l'Institut de Mines „Gh. Gheorghiu Dej" de Petroşani: *Étude du mouvement des terrains souterrains du bassin de Cîmpulung Muscel.* Après une sommaire présentation théorique du problème du mouvement des terrains de couverture, les auteurs expliquent comment ils ont effectué les mesurages pour déterminer l'influence de l'exploitation souterraine sur les mouvements de la surface, à certaines mines du bassin de Cîmpulung Muscel. Dans la seconde partie de l'article l'on présente les résultats de ces mesurages, qui permettent aux auteurs de conclure sur la manière de résoudre les problèmes de l'exploitation du charbon et du contrôle de la pression.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 536—544

Popescu F. G. et Benedek P.: *Aspects de l'introduction de la technique nouvelle pour combattre la poussière silicogène dans les exploitations minières.*

L'article présente une synthèse sommaire de quelques mesures et tendances nouvelles sur le plan mondial dans l'action de combattre la poussière silicogène. L'argumentation est soutenue par une riche litterature de spécialité.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 544—552

Martiniuc Gh.: *La formation et la localisation des gisements sédimentaires de minerais de fer, en vue spéciale des gisements de la R.P.R.*

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12. p. 552—558

Nicolau M.: *Nouvelles méthodes d'exploitation à I. M. Bocşa.* Aprés une succinte présentation de la méthode d'exploitation utilisée à ce gisement, on expose les résultats obtenus par l'application d'une nouvelle méthode avec la magasinage du minerai coupé dans un panneau experimental de la Mine Ocna de Fier, ou l'on avait obtenu, par l'application de la nouvelle méthode, des importants augmentations de la productivité du travail.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 558—561

NOTES

CHRONIQUE

INDEX ALPHABÉTIQUE

CONTENTS

Bumbu V.: *A contribution to the improvement of drives in mining extraction installations.* This paper analyses the problem of driving the extraction equipment by means of two asynchronous motors with different numbers of revolutions and motor couples. The employment of two motors one of which (the auxiliary) was a continuous current motor is also being discussed. The possibility of resing three driving motors is the continuation of the paper published under the same signature in number 11/1961.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 525—535

Li Iu Hoan and Kim Zin Ghi, (graduates of the „Gh. Gheorghiu-Dej" Mining Institute in Petroşani): *Studying the movement of subterraneous soils in the Cîmpulung Muscel basin.* After a brief theoretical discussion of problems connected with the movement of covering soils, the authors point out the way in which measurements have been carried out to determine the influence of underground mining on surface movements within the framework of some mines of the Cîmpulung Muscel basin.

The second part of the paper presents the results of these measurements, which enabled the authors to draw some conclusions concerning the solution of problems connected with coal mining and pressure directing.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 536—544

Popescu F. G. and Benedek P.: *Some up-to-date technical features in controlling the silicogenous dust in mining works.* Based on a rich speciality literature the author presents a summary synthesis of some new measures and trends of world-wide application in the field of silicogenous dust control.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 544—552

Martiniuc Gh.: *The forming and distribution of sedimetary iron deposits with special reference to the Rumanien ores.*

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 552—558

Nicolau M.: *New exploitation methods at the Bocşa Mining interprise.* After a brief presentation of the exploitation method used, the author exposes the results obtained from the application of a new method involving the storing of cut ore in an experimental block of exploitation at the Ocna de Fier Mine, where important productivity raises have been obtained by applying this new method.

Revista Minelor, 12 (1961) Nr. 12, p. 558—561

NOTES

CHRONICLE

ALPHABETICAL INDEX

MŰSZAKI KÖNYV 1963

INGINERI și TEHNICIENI

Abonați-vă pe anul 1962

la revistele tehnice de specialitate, elaborate de Asociația Științifică a Inginerilor și Tehnicienilor în colaborare cu departamentele economice de resort. Revistele contribuie la ridicarea nivelului pregătirii profesionale a cadrelor tehnice din producție, învățământ, cercetare și proiectare prin publicarea de articole și note privind ultimele realizări obținute în științele tehnice din țară și străinătate.

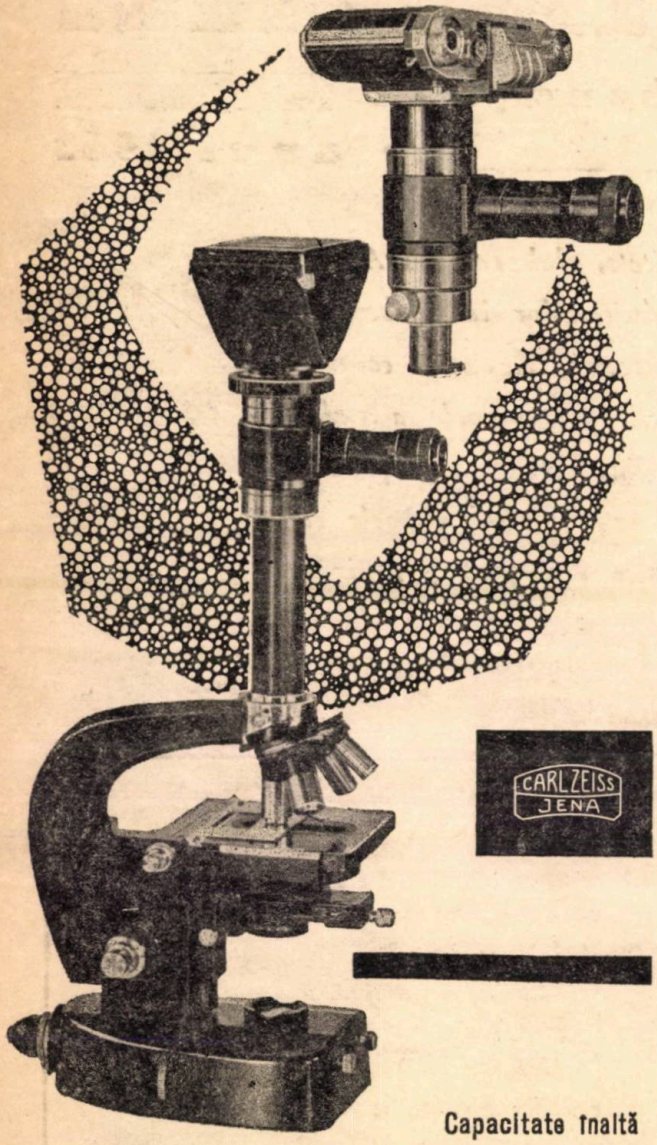
Apar:

AUTOMATICA ȘI ELECTRONICA
CELULOZĂ ȘI HÎRTIE
ELECTROTEHNICA
ENERGETICA
HIDROTEHNICA
INDUSTRIA LEMNULUI
INDUSTRIA TEXTILĂ
INDUSTRIA UȘOARĂ
METALURGIA ȘI CONSTRUCȚIA DE MAȘINI
PETROL ȘI GAZE
REVISTA DE CHIMIE
INDUSTRIA ALIMENTARĂ produse animale
INDUSTRIA ALIMENTARĂ produse vegetale
REVISTA MINELOR
REVISTA PĂDURILOR
REVISTA TRANSPORTURILOR
TELECOMUNICAȚII

și GAZETA „TEHNICA NOUĂ"

Costul unui abonament anual pentru ingineri și tehnicieni: Metalurgia și Construcția de Mașini 48 lei; celelalte reviste 30 lei; Gazeta „Tehnica Nouă" 26 lei; pentru biblioteci, instituții, cabinete tehnice etc. 100 lei la oricare revistă și 26 lei la gazeta „Tehnica Nouă". Plata se face prin cont virament nr. 070124 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin sau la casieria noastră, București, str. Ion Ghica nr. 3, et. I, Raionul T. Vladimirescu

Instalaţie microfotografică „MF"



Capacitate înaltă

Întrebuinţare multilaterală

Deservire uşoară şi comodă
pentru plăci format 6,5 × 9
şi filme de imagine mică

Prospecte se obţin sub „30 MF"

VEB Carl Zeiss JENA

Republica Democrată Germană

ISRS

INGINERI ŞI TEHNICIENI

Citiţi publicaţiile editate de

**Institutul de Studii Romino-Sovietic
al Academiei Republicii Populare Romine**

Analele Romino-Sovietice, seriile :

Metalurgie

Matematică-Fizică

Chimie

Revistele de Referate, seriile :

Fizică

Chimie

Matematică

Biblioteca Analelor Romino-Sovietice, seria Tehnică

Buletinul de informare ştiinţifică

care vă vor sprijini în munca dvs. cu bogata experienţă a ştiinţei şi tehnicii sovietice şi vă vor informa asupra celor mai recente progrese realizate în aceste domenii.

Abonamentele se primesc la oficiile P. T. T. R., factorii şi agenţii poştali, difuzorii de presă din întreprinderi şi instituţii şi direct la Institutul de Studii Romino-Sovietic, Bucureşti str. Gutenberg nr. 3 bis, raionul Lenin, tel. 14.54.49

I. P. 2, c. 4503